ANNALES
DES MINES.

COMMISSION DES ANNALES DES MINES.

Les ANNALES DES MINES sont publiées sous les auspices de l'administration générale des Ponts et Chaussées et des Mines, et sous la direction d'une commission spéciale formée par le Ministre des Travaux Publics. Cette commission est composée, ainsi qu'il suit. des membres du conseil général des mines, du directeur et des professeurs de l'École des mines, et d'un ingénieur, adjoint au membre remplissant les fonctions de secrétaire :

L'administration a réservé un certain nombre d'exemplaires des ANNALES DES MINES pour être envoyés, soit à titre de don aux principaux établissements nationaux et étrangers, consacrés aux sciences et à l'art des mines, soit à titre d'échange aux rédacteurs des ouvrages périodiques français et étrangers, relatifs aux sciences et aux arts. — Les lettres et documents concernant les ANNALES DES MINES doivent être adressés, *sous le couvert de M. le Ministre de l'Agriculture, du Commerce et des Travaux Publics, à M. le secrétaire de la commission des* ANNALES DES MINES, rue du Dragon, n° 30, à Paris.

Avis de l'Éditeur.

Les auteurs reçoivent *gratis* 15 exemplaires de leurs articles. Ils peuvent faire faire des tirages à part à raison de 9 fr. par feuille jusqu'à 50, 10 fr. de 50 à 100, et 5 fr. pour chaque centaine ou fraction de centaine à partir de la seconde. Le tirage à part des planches est payé sur mémoire, au prix de revient.

La publication des ANNALES DES MINES a lieu par cahiers ou livraisons qui paraissent tous les deux mois. — Les six livraisons annuelles forment trois volumes, dont un consacré aux actes administratifs et à la jurisprudence. — Les deux volumes consacrés aux matières scientifiques et techniques contiennent de 70 à 80 feuilles d'impression, et de 18 à 24 planches gravées. — Le prix de la souscription est de 20 fr. par an pour Paris, de 24 fr. pour les départements, et de 28 fr. pour l'étranger.

PARIS. — IMPRIMÉ PAR E. THUNOT ET Ce, RUE RACINE, 26.

ANNALES
DES MINES

OU

RECUEIL

DE MÉMOIRES SUR L'EXPLOITATION DES MINES

ET SUR LES SCIENCES ET LES ARTS QUI S'Y RATTACHENT;

RÉDIGÉES

Par les Ingénieurs des Mines,

ET PUBLIÉES

SOUS L'AUTORISATION DU MINISTRE DES TRAVAUX PUBLICS.

CINQUIÈME SÉRIE.

MÉMOIRES. — TOME VIII.

PARIS.

VICTOR DALMONT, ÉDITEUR,

Successeur de Carilian-Gœury et Vve Dalmont,

LIBRAIRE DES CORPS IMPÉRIAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES ET DES MINES,

Quai des Augustins, 49.

—

1855

BIBLIOGRAPHIE.

DEUXIÈME SEMESTRE DE 1855.

FRANCE.

BULLETIN DE LA SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE. 3e livraison. — Saint-Étienne, chez Théolier.

BECQUEREL. Traité d'électricité et de magnétisme, tome III.

A. et E. BARRAULT. Le canal de Suez et la question du tracé, broch. in-8.

DELAUNAY. Traité de mécanique rationnelle, 1 vol. in-8. — Paris, Langlois et Leclercq.

DELESSE. Rapport sur les matériaux de construction de l'exposition universelle. — Paris, chez V. Dalmont.

G. LE MORTELLET. Histoire de la Savoie avant l'homme, 1 vol. in-8. — Annecy.

G. LE MORTELLET. Trias du Chablais, 1 vol. in-8. — Annecy.

A. BAUDRIMONT. Rapport sur la vérification des engrais dans le département de la Gironde, adressé au préfet de ce département, broch. in-8. — Bordeaux.

BABINET. Études et lectures sur les sciences d'observation, tome II, in-12.

S. GIRARDIN. Sur le pain mixte de blé et de riz; réflexions générales sur l'alimentation, in-8. — Rouen.

A. MOQUIN-TANDON. Histoire naturelle des mollusques terrestres et fluviatiles de la France, 1re à 3e livraison, in-8.—Paris.

STANISLAS JULIEN. Histoire et fabrication de la porcelaine de Chine, 1 vol. in-8. — Paris.

N.-J. DELAIRE. Hydraulique et Hydrodynamique expérimentales et théoriques, in-8. — Paris.

A. JOURDIER. Le matériel agricole; description des machines, instruments, etc., 1 vol. in-12. — Paris.

PERDONNET. Traité élémentaire des chemins de fer, 2 vol. in-8. Paris.

O. Henri et P. Lhéritier. Hydrologie de Plombières. Recherches sur le rendement, la température et la composition des sources, in-8 de 9 feuilles. — Paris.

G. Taché. Esquisse sur le Canada, in-8. — Claye, à Paris.

Le Play. Les ouvriers européens. Études sur les travaux, la vie domestique et la condition morale des populations ouvrières de l'Europe, in-folio de 76 feuilles. — Imprimerie impériale.

Ch. Laboulaye. Essai sur l'art industriel, publié par livraisons ; l'ouvrage complet en formera 20.

Brun-Rollet. Le Nil Blanc et le Soudan, 1 vol. in-8. — Maison, à Paris.

C.-G. Lehman, traduit par C. Drion. Précis de chimie physiologique animale, in-18 de 11 feuilles. — V. Masson, à Paris.

E. Villevert. Statistique de la France d'après une nouvelle méthode graphique, carte et texte, in-8. — Paris.

F. Coignet. Sur l'emploi des bétons moulés et comprimés dans la construction des murs, 1 vol. de 1 feuille 1/2. — Meyrueis, à Paris.

A. Beaumont et A. Meyer. Note sur le chauffage sans combustible, in-8° de 1/2 feuille. — Remquet, à Paris.

Hureaux. Histoire des falsifications des substances alimentaires et médicamenteuses, in-8 de 38 feuilles. — Imprim. Chaix, à Paris.

E. Paris. Traité de l'hélice propulsive, publié sous les auspices du ministre de la marine, 1 vol. in-8 de 580 pages et figures dans le texte. — A. Bertrand, à Paris.

A. Poey. Tableau chronologique des tremblements de terre ressentis à Cuba de 1551 à 1855, broch. in-8. — A. Bertrand.

A. Tardieu. Étude hygiénique sur la profession de mouleur en cuivre, in-12 de 3 feuilles. — Baillière, à Paris.

Mahistre. Mémoire sur la théorie des éclipses de lune et de soleil, etc., in-8 de 3 feuilles. — Mallet-Bachelier, à Paris.

Vue panoramique de l'isthme de Suez et du canal qui doit réunir les deux mers, avec une légende explicative des travaux. — Goupil, à Paris.

Walferdin. Sur les échelles thermométriques aujourd'hui en usage. Échelle tétracentigrade basée sur la dilatation du mercure depuis son point de fusion jusqu'à son point d'ébullition, in-4 de 2 feuilles. — Mallet-Bachelier, à Paris.

C. Lyell, traduit par Hugard. Manuel de géologie élémentaire,

1 vol. in-8, avec figures dans le texte. — Langlois et Leclerc, à Paris.

A. Lafon. Applications de l'héliographie aux arts céramiques, aux émaux, aux vitraux, etc., in-8 de 2 feuilles. — Chevalier, à Paris.

L. de Folin. Des déviations de l'aiguille aimantée à bord des bâtiments à vapeur et des moyens de les corriger, in-8 de 1 feuille 1/2 et 1 planche. — Tanguy, à Guingamp.

F. de Lesseps. Percement de l'isthme de Suez, exposé et documents officiels, 1 vol. in-8, avec 2 cartes. — Plon, à Paris.

P.-S. Bouquet. Histoire chimique des eaux minérales et thermales de Vichy, Cusset, Vaisse, Hauterive et Saint-Gorre, 1 vol. in-8 avec 3 planches. — V. Masson, à Paris.

C. Kœchlin. Mémoire sur l'historique des applications du chrôme dans l'impression et dans la teinture, in-8 de 3 feuilles 1/2. — Imprimerie Baret, à Mulhouse.

C. d'Orbigny. Tableau synoptique des terrains et des principales couches du bassin parisien, etc., in-plano de 1 feuille. — V. Masson, à Paris.

— Annuaire des ports de la navigation intérieure, année 1855, in-18 de 2 feuilles. — Remquet, à Paris.

— Description des machines et procédés, etc., publiée par le ministère de l'agriculture et du commerce, tome XX, in-4 de 50 feuilles et 49 planches. — Imprimerie impériale.

B. Mikoz. Vade-mecum pratique de télégraphie électrique, 1 vol. in-12 avec gravures. — Mathias, à Paris.

Délezenne. Considérations sur l'acoustique musicale, in-8 de 2 feuilles 3/4. — Danel, à Lille.

J. Chauvier et S. Gilly. Destruction de la fumée : considérations générales sur les moyens de l'opérer, etc., in-8 de 4 feuilles. — Imprimerie Bénard, à Paris.

P. Breton. Recherches nouvelles sur les porismes d'Euclide, in-4 de 12 feuilles 1/2. — Mallet-Bachelier, à Paris.

A. Herling. Traité de photographie sur collodion sec, in-8 de 1 feuille. — Imprimerie Thunot, à Paris.

F. Gaudry. Traité élémentaire de la direction, de l'inspection et de l'installation des machines à vapeur, fixes, locomotives, locomobiles et marines, 1re partie, 1 vol. in-8 de 34 feuilles et 2 planches. — Vve Dalmont, à Paris.

J. Pelouze. Traité de chimie générale, 2e édition, tome IV, in-8 de 43 feuilles. — V. Masson, à Paris.

ANDRAUD. Une dernière annexe du palais de l'industrie, in-8 de 13 feuilles. — Guillaumin, à Paris.

P. GERVAIS. Histoire générale des mammifères, tome II. — Curmer, à Paris.

C. ROBIN. Histoire illustrée de l'exposition universelle, 1re partie du tome Ier. — Furne, à Paris.

DE SAINT-VENANT. De la torsion des prismes, in-4 de 44 feuilles. — Imprimerie impériale.

QUENOLLE. Rapport sur les travaux de drainage exécutés jusqu'à ce jour dans l'arrondissement de Compiègne, in-8 de 1 feuille 1/2. — François, à Compiègne.

E. DURRWELL. Aperçu géologique du canton de Guebwiller, in-8 de 9 feuilles 1/2 et 1 planche. — Jung, à Guebwiller.

VANWORMHOUDT. Considérations sur l'extraction du suc de la betterave. Étude raisonnée des principaux systèmes connus jusqu'à ce jour, in-8 de 9 feuilles 3/4. — Mme Ve Bouchard-Huzard, à Paris.

R. RENOIR. Éléments de géognosie, in-8 de 16 feuilles. — Outhenin-Calandre, à Besançon.

V. PETIT. Architecture pittoresque des châteaux et monuments inédits de France, des XVe et XVIe siècles, grand in-4. — Ch. Boivin, à Paris.

C. NOEL. Les chemins de fer dans les villes. — Lithographie Lemercier, à Paris.

E.-G. SQUIER. Rapport sur le chemin de fer interocéanique de Honduras, in-4 de 4 feuilles et 6 cartes. — Mathias, à Paris.

Description d'un nouveau four à coke établi par MM. Appolt frères, à Soulzbach, broch. in-8 de 1 feuille et 5 planches. Gangel, à Metz.

F. SAUVAGE. Documents relatifs à l'application de l'hélice à la vapeur, in-8 de 2 feuilles et 1 planche. — Jeunet, à Abbeville.

B. DE MONVEL. Cours de chimie, rédigé conformément aux programmes universitaires, 1 vol. in-12 avec figures dans le texte. — Hachette, à Paris.

A. LEGRAS. Manuel de navigation dans la mer Adriatique, publié sous les auspices du ministre de la marine, in-8 de 52 feuilles et 21 planches. — Ledoyen, à Paris.

G. DE MOLINARI. Conversations familières sur le commerce des grains, 1 vol. in-18. — Guillaumin, à Paris.

LENOIR. Principes élémentaires et pratiques de géodésie, 1 vol. in-8 et planches. — Librairie centrale des sciences, à Paris.

P. Boileau. Instruction pratique sur les scieries, in-8 de 7 feuilles 1/4 et 3 planches. — Blanc, à Metz.

E. Benoît. Traité pratique des manipulations chimiques et de l'emploi du chalumeau, in-8 de 30 feuilles — Baillière, à Paris.

T. Dumoncel. Coup d'œil sur l'état des applications mécaniques et physiques de l'électricité, in-8 de 2 feuilles 1/2. — Dubuisson, à Paris.

Guilmin. Cours d'algèbre, 4e édition, in-8 de 16 feuilles. — A. Durand, à Paris.

Description des machines et procédés, etc., tome XXI, in-8 de 46 feuilles et 50 planches. — Imprimerie impériale.

Demesmay. Conférences sur la mécanique agricole, in-8 de 1 feuille. — Lefebvre-Ducrocq, à Lille.

Duchon-Doris. Des docks et des warrants considérés sous le rapport de l'intérêt général, in-8 de 2 feuilles 1/2. — Crugy, à Bordeaux.

Distillation de la betterave; procédé Champonnois, in-8 de 4 feuilles. — Ve Bouchard-Huzard, à Paris.

Chazallon. Annuaire des marées des côtes de France, année 1856, in-8 de 9 feuilles 1/3. — Imprimerie impériale.

P. Duplais. Traité des liqueurs et de la distillation des alcools, in-8 de 30 feuilles. — Beau, à Versailles.

A. et E. Barrault. Le canal de Suez et la question du tracé, broch. in-8. — Paris.

Chatin. Anatomie comparée des végétaux, 1re livraison, in-8.

A. Caramelle. L'art de découvrir les sources, 1 vol. in-8. — Paris.

Duhamel. Éléments de calcul infinitésimal, tome Ier. — Paris.

Payen. Des substances alimentaires et des moyens de les conserver, 3e édition, in-12. — Paris, Hachette.

A. Pessereau. Cours d'hygiène, 1 vol. in-12. — Paris.

J. Fonssagruied. Traité d'hygiène navale, 1 vol. in-8.

L. Figuier. Histoire des principales découvertes scientifiques modernes, 1 vol. in-12. — Paris.

Van Monckhoven. Traité général de photographie, suivi de recherches sur l'action chimique de la lumière, 2e édition, 1 vol. in-8. — Paris.

L. Ménabréa. Lois générales de divers ordres de phénomènes dont l'analyse dépend d'équations linéaires aux différences partielles, broch. in-4. — Turin.

EUDES-DESLONGCHAMPS. Description d'un nouveau genre de coquilles bivalves (*Eligmus*) provenant de la grande oolite du Calvados, broch. in-4. — Caen.

A. BOBIERRE. Le noir animal; son analyse; son emploi, 1 vol. in-12. — Paris.

DE LA JONKAIRE. Mémoire sur la mise en culture des terres vagues dans le département des Landes, broch. in-8. — Le Havre.

L. DOYÈRE. Mémoire sur l'ensilage rationnel. Système nouveau de conservation des grains, etc., broch. in-8. — Paris.

L.-J. VICAT. Traité pratique et théorique de la composition des mortiers, ciment, etc., suivi des moyens d'apprécier leur durée dans les constructions à la mer, broch. in-4. — Paris.

A. D'ARCHIAC. Histoire des progrès de la géologie de 1834 à 1855, tome VI. Formation Jurassique, 1re partie. — Paris.

E.-L. GUIET. Recherches géogéniques, broch. in-8. — Mamers.

J.-B. BIOT et F. LEFORT. *Commercium epistolicum*, ou Correspondance de J. Collins et d'autres savants célèbres du XVIIe siècle, in-4. — Paris.

C. BAILLY. Réforme de la géométrie, broch. in-8. — Paris.

F. COINZE. Revélation des lois de la nature, tome Ier, in-8. — Metz.

P.-S. DENIS. Nouvelles études chimiques, physiologiques et médicales sur les albumines qui entrent comme principes immédiats dans la composition des solides et des fluides organiques, in-8. — Paris.

E. OSSIAN HENRY. Note sur la composition de certains dépôts qu'abandonnent les eaux minérales de Luxeuil, broch. in-8. — Paris.

E. DE LATREILLE. Nouveau manuel de photographie sur plaque, verre et papier, albumine et collodion, nouvelle édition, in-18. — Paris.

H. DARCY. Les fontaines publiques de la ville de Dijon, 1 vol. in-4 et atlas in-folio. — Paris.

FLOURENS. Éloges historiques, lus dans les séances publiques de l'Académie des sciences, 1re partie, in-12. — Paris.

V. MEURET. Des moyens de reconnaître les empoisonnements par le phosphore, broch. in-8. — Toulouse.

A. DE BORRE. Notions générales de paléontologie végétale (traduit de l'allemand de N. Saubert), broch. in-8.

ALLEMAGNE.

1° Ouvrages nouveaux.

B. Cotta, *Die Lehre*... Théorie des gîtes ferrifères, br. in-8. — Freiberg.

Id. *Gangstudien*... Études sur les filons, br. in-8. — Freiberg.

Almanach der... Annuaire de l'Académie Impériale des Sciences de Vienne. — Vienne, Braumuller et Cᵉ.

Barentin. *Lehrbuch der*... — Traité de technologie. 4ᵉ édition, revue et augmentée. — Vienne, Gerold.

V. Dechen. Carte géologique de la province du Rhin et de la Westphalie. In-folio. — Berlin, Schroph et Cᵉ.

Decher. *Handbuch*... Manuel de mécanique rationnelle et appliquée (paraît par livraisons). — Augsbourg, Rieger.

Domke. *Nautische, astronomische*... Tables nautiques, astronomiques, et de logarithmes, avec l'explication de leur usage; ouvrage destiné aux élèves des écoles de navigation de Prusse. 2ᵉ édit. — Berlin, Decker.

H. Klette. *Alexandre Humboldt's*... Voyages de M. Alex. de Humboldt en Amérique et en Asie, publiés par livraisons.

Gmelin. *Handbuch der*... Manuel de chimie. — Heidelberg, K. Winter.

Scholl. *Der Führer des Machanisten*... Guide du mécanicien. — Brunswick, Vieweg.

Berg und Hütten-Kalender... Annuaire des mines et usines. — Essen, Badeker.

Bornemann. *Ueber organische*... Sur les débris organisés de la formation carbonifère de la Thuringe.—Leipzig, Engelmann.

Atlas topographique de la Bavière, dressé par le bureau topographique du corps d'état-major, feuille 27. — Munich, Weg et Widmager.

Crüger. *Gründzüge*... Principes de physique.—Erfurt, Körner.

Erdmann. *Ueber die Fortschritte*... Progrès des sciences naturelles sous le règne de Frédéric-Guillaume IV. — Berlin, Hirschwald.

Lartigue, traduit et annoté par Tröbst. *Das Windsystem*... Théorie des vents; des courants aériens à la surface de la terre et dans les hautes régions de l'atmosphère. — Weimar, Voigt.

C. Hartmann. *Neuer Schauplatz...* Nouveau répertoire des arts manuels; description de machines à tourner, à percer, à tarauder, à polir... avec atlas in-folio de 33 pl. — Weimar, Voigt.

H. Schmidt. *Die Anlegung der Blitzableiter...* Construction des paratonnerres. — Weimar, Voigt.

F. Strauch. *Vorlegeblætter...* Introduction à la construction industrielle, 1re liv., texte in-4 avec 5 pl. — Berlin, Guttentag.

W. Brennecke. *Trigonométrie...* Traité de trigonométrie, gr. in-8 avec fig. dans le texte. — Berlin, Th. Ensling.

J. Frick. *Die physikalische Technik...* Introduction à l'étude de la physique expérimentale par les moyens les plus simples. 2e édit. revue et augmentée. — Brunswick, Viewig et fils.

V. Gallenkamp. *Sammlung...* Choix des problèmes de trigonométrie. — Mulheim-sur-Rhin.

Henz. *Praktische Anleitung...* Traité pratique des travaux de terrassements. — Berlin, Ernest et Korn.

Meyer, *Lehrbuch der...* Traité de géométrie à l'usage des établissements d'instruction. — Mulheim, Bagel.

Statistiche Nachrichten... Renseignements statistiques sur les chemins de fer prussiens. Publiés par les ordres du ministre du commerce et des travaux publics, et sous la direction de M. le conseiller intime Hartwick, ingénieur-général des chemins de fer. 1re partie, 1 vol. in-4, avec 6 tableaux graphiques. — Berlin, Ernst et Korn.

Reichenbach. *Beitràge...* Supplément à la monographie des orchidées. — Leipzig, Brockhaus.

A. Becker. *Der feuerfeste Treppenbau.* — Construction des escaliers incombustibles. — Berlin, Riegel.

F. Eisenlohr. *Ornementik in ihrer...* L'ornementation dans l'architecture. — Carlsruhe, Veith.

W. Haidinger. *Eine optische.* Goniomètre à vis, broch. avec fig. dans le texte. — Vienne, Braumuller.

Hartmann. *Die mineralischen...* Des combustibles minéraux, leurs gisements, leurs propriétés... 2e édition considérablement augmentée. — Halle, Heynemann.

E. Heeger. *Beiträge...* Supplément à l'histoire naturelle des insectes.

Reuss. *Ueber koprolithen...* Sur les coprolites de Bohême, brochure in-8. — Vienne, Braumuller.

V. ETTINGSHAUSEN. *Die Steinkohlenflora.* Flore de la formation carbonifère de la Bohême. — Vienne, Braumuller.

HEIS. *Sammlung von Beispielen...* Choix de problèmes et d'exemples de solutions de questions d'arithmétique et d'algèbre. — Cologne, Dumont-Schauberg.

KIEFER. *Versuch eines...* Proposition d'un système unique de mesures de capacité, des poids et des monnaies par toute l'Allemagne. — Saarlouis. Stein.

MARTINI UND CHEMNITZ. *Systematisches.* Collection systématique de conchyliologie, publiée de nouveau par Küster. — Nuremberg. Bauer et Raspe.

REICHENBACH. *Xenia orchidacea.* Supplément à la connaissance des orchidées. — Leipzig, Brockhaus.

STEIN. *Die naturwissenschaften...* Les sciences naturelles dans leurs rapports avec les intérêts spirituels et matériels de l'humanité.

UNGER. *Perspective...* Traité de perspective et de la représentation des corps d'après leurs formes, leurs ombres et leurs couleurs. — Göttingue, Bandenhoeck.

BACH. *Geognostische...* Carte géologique de l'Allemagne, de la Prusse et des pays limitrophes (au 1/1.000.000). 9 feuilles grand in-folio, avec texte explicatif. — Gotha, S. Perthes.

V. BOSC. *Die zeichnendc...* Géométrie descriptive, etc. Choix de 300 publications avec leur solution. — Dresde, Adler et Dietze.

BÖTTCHER. *Die Landvirthschaftlichen Vereine...* Statistique des sociétés d'agriculture de Prusse. — Berlin, K. Wiegandt.

Allgemeine Encyklopädie... Encyclopédie générale de physique, rédigée par MM. Brix, Decher, etc. — Leipzig, Voss.

ERDMANN. *Die örtliche...* Des applications de l'électricité à la physiologie et à la thérapeutique. — Leipzig, Barth.

HARTMANN. *Einleitung...* Traité de politique. — Hanovre, Helwing.

REDTENBACHER. *Resultate...* Résultats pratiques pour la construction des machines. 3e édit. considérablement augmentée, avec Atlas.

TELLKAMPF. *Die Theorie...* Théorie des ponts suspendus. — Hanovre, Helwing.

HINTERBERGER et SCHREINZER. *Kürze...* Précis d'analyse chimique, qualitative et quantitative. 2e édit. augmentée.—Vienne, Braumuller.

H. BACH. *Geognostiche Uebersichtskarte*, etc... Carte géologique d'ensemble de l'Allemagne, de la Suisse et des pays voisins. — Gotha.

W. DUNKER et H.-V. MEYER. *Palæontographica*, tome IV, liv. 5. — Cassel.

C. VON ETTINGSHAUSEN. *Die Steinkohlenflora*... La flore du terrain houiller de Radnitz en Bohême. — Vienne.

C.-F. NAUMANN. *Elemente der theoretischen krystallographie*... Éléments de cristallographie théorique. — Leipzig.

F.-J. OTTO. *Anleitung zur Ausmittelung der Gifte*... Moyens de découvrir les poisons. — Brunswick.

A.-M. REUSS. *Beitrage zur Charakteristik*... Caractères des terrains tertiaires du nord et du milieu de l'Allemagne. — Vienne.

K. VON SONKLAR. *Besteigung des Grossglockners.* Ascension du Grossglockners. — Vienne.

J.-F. BRANDT. *Beitrage zur nahern*... Notice sur les sauriens de la Russie. — Saint-Pétersbourg.

G. HERBST. *Der Laacher see bei*... Le Laacher See près d'Andornach sur le Rhin, comme exemple de l'action volcanique. — Weimar.

C. HEUSSER. *Das Erdbeben im Visperthal*... Le tremblement de terre du Wisperthal en 1855. — Zurich.

F.-C. VON BEUST. *Ueber die Erzgangzuge*... Relation des filons métallifères de l'Erzgebirge avec les porphyres. — Freiberg.

K KARMARSCH. *Technisches Worterbuch.* Dictionnaire technique ou Manuel de l'industrie.

A. KRÖNIG. Nouvelle méthode pour éviter et découvrir les fautes de calcul, broch. in-8. — Berlin.

N. DE KOKSCHAROW. *Materialen*... Matériaux pour servir à la description minéralogique de la Russie, texte in-8 et atlas in-4. — Pétersbourg.

L. HAUSMANN. *Uber die*... Sur les changements de forme produits par les mouvements moléculaires dans les corps inorganiques, in-4. — Gottingue.

Bericht über... Compte rendu des ouvrages concernant la zoologie, la botanique et la paléontologie, publiés en Autriche pendant la période 1850-1853 (publication faite par la Société de zoologie et de botanique de Vienne). — Vienne, Braumuller.

2° Publications périodiques.

Les journaux technologiques sont très-nombreux en Allemagne. Il paraît utile de faire connaître au moins les titres des plus accrédités. Nous comprenons dans cette énumération, faite aujourd'hui une fois pour toutes, les feuilles consacrées à l'agriculture; il y a dans cette branche d'industrie, plus encore que dans les autres, absence complète de centralisation de la presse spéciale. Des journaux bien faits, publiés dans de petites localités, répandent, dans un cercle souvent fort étendu, les observations les plus nouvelles. Si toutes ces publications peuvent vivre, c'est qu'elles sont faites économiquement; mais c'est surtout parce qu'en Allemagne, les cultivateurs savent lire, et font des lectures instructives, au lieu de rechercher des rapsodies semblables à celles qui ont trop de succès dans nos campagnes. C.

Kunst-Blatt. Zeitschrift für... Journal des beaux arts et de l'architecture, rédigé par H. KRAUSE. — Berlin, J. Reimer.

Ackermmann (der chemische)... Le cultivateur chimiste, feuille de l'agriculture allemande, rédigée par A. STOCKHARDT. — Leipzig, Wigand.

Annalen der... Annales de l'agriculture dans le royaume de Prusse. — Berlin, Wiegandt.

Gewerbe-Blatt aus Wurtemberg... Feuille industrielle du Wurtemberg, rédigée par MM. V. STEINBEIS et PFLEIDERER. — Stuttgart, Metzler.

Breslauer Gewerbe-Blatt... Feuille industrielle de Breslau. — Breslau, Grass et Barth.

Journal polytechnisches... Journal polytechnique, publié par DINGLER. — Stuttgart, Cotte.

Archiv für... Mémorial des officiers d'artillerie et de génie du royaume de Prusse; rédigé par MM. OTTO et NEWMAN. — Berlin, Mittler et Sohn.

Förster's Allgemeine Bauzeitung... Journal général d'architecture. — Vienne, Förster.

Eisenbahn Zeitung... Journal des chemins de fer, publié par MM. Klein et Etzel. — Stuttgart, Metzler.

Gewerbe-Blatt für den Schwarzwald... Revue industrielle de la Forêt-Noire; publiée par M. GERWIG. — Carlsruhe, Braun.

Monatsschrift... Publication mensuelle de la Société des sciences de Zurich. — Zurich, MEYER et ZELLER.

Zeitschrift für Allgemeine... Revue de géographie générale; publiée sous le patronage de la Société de géographie de Berlin. — Berlin, Förnstner.

Zeitschrift landwirthschaftliche... Revue de l'agriculture de la Hesse-Électorale. — Cassel, Bertram.

Zeitschrift schweizerische polytechnische... Revue polytechnique de la Suisse; publiée par MM. Bolley et Kronauer. — Winterthur, Würster et Cᵉ.

Zeitschrift für wissenschaftliche Zoologie... Revue de géologie, par MM. Siebold et Koellcker. — Leipzig, Engelmann.

Zeitschrift der Österreichischen... Journal de la Société des ingénieurs autrichiens. — Vienne.

Zeitschrift für Bauwesen... — Journal de la construction. — Berlin.

Zeitschrift des Architecten und Ingenieurs Vereins... Journal de la société des architectes et ingénieurs de Hanovre. — Hanovre, C. Rumpler.

Archiv der Pharmacie... — Hanovre, Hahn.

Industrie und Gewerbe-Blatt... Journal technologique; publié par la Société industrielle de Styrie. — Grätz.

Landwirthschafts-Blatt... Journal d'agriculture du duché d'Oldenbourg; publié par la Société centrale d'Oldenbourg. — Oldenbourg, Stalling.

Saxonia, ein Magazin... Feuille scientifique, industrielle et commerciale. — Leipzig, Ruhl.

Verhandlungen der naturhistorischen... Transactions de la Société d'histoire naturelle de la Prusse Rhénane et de la Westphalie; nouvelle série. — Bonn, Henry et Cohen.

Allgemeine Zeitung für Land und Forstwirthschaft... Journal général d'agriculture et d'économie forestière; publié par W. Zimmermann. — Leipzig, Coldets.

Central-Anzeige-Blatt (land-und forstwirthschaftliches)... Indicateur général de l'agriculture et de l'art forestier; publié par F. Schrader. — Berlin, Kühn.

Kunst-und Gewerbe-Blatt... Revue industrielle publiée par la Société polytechnique de Bavière, et rédigée par M. Kaidser. — Munich, Fleeschmann.

Naturhistorische und chemische-technische Notizen... Revue de l'histoire naturelle, et des faits chimiques et techniques d'après les expériences les plus récentes. — Berlin. Bureau du Journal central de médecine.

Zeitschrift des statistischen Büreaus... Annuaire du bureau de statistique du ministère de l'Intérieur du royaume de Saxe; rédigé par M. Ernest Engel. — Dresde, L. Leipzig, Hübner.

Landwirthschaftliches Anzeige... Journal d'agriculture; publié par J. Scheidtmann. — Berlin, R. Weigandt.

Bau-Kalender... Annuaire de la construction; publié par L. Hoffmann. — Berlin, Besser.

Polytechnisches Central-Blatt... Journal polytechnique; rédigé par MM. A. Hullsse et W. Stein, nouvelle série. — Leipzig, G. Wigand.

Jahres-Bericht der landwirthschaftlichen... Annuaire de la Société d'agriculture d'Eichsfeld. — Heiligenstadt, Delion.

Neues Repertorium... Nouveau répertoire de pharmacie. — Munich, Kaeder.

Zeitschrift des landwirthschaftlichen... Journal de la Société centrale d'agriculture de Saxe; rédigé par M. Stadelmann. — Halles, Heynemann.

Zeitschrift für Mathematik und... Journal de mathématiques et de physique; publié par MM. Sclomilch et Witzchel. — Leipzig, Teubner.

Zeitung entomologischer... Journal d'entomologie; publié par la Société entomologique de Stetten. — Leipzig, Fleescher.

Archiv für... Archives de l'industrie russe; publiées par M. Erman. — Berlin, Reimer.

Berichte landwirthschaftliche... Mémoires sur l'agriculture; publiés par R. Babo. — Heidelberg, Groos.

Jahrbuch der... Annuaire des mines et usines; publié par l'École des mines de Leoben. — Vienne, Tendler.

Photographisches Journal... Revue des expériences, des progrès de l'art, etc — Leipzig, Sparner.

Sitzungs-Berichte... Comptes rendus des séances de l'Académie des Sciences de Vienne. — Vienne, Braumuller.

Abhandlungen der... Mémoires de l'Académie royale des Sciences de Berlin. — Berlin, Dümmler.

Neues Jahrbuch... Nouvel Annuaire de minéralogie, de géognosie, etc.; publié par MM. Leonhard et Bronn. — Stuttgart, Schweizerbart.

Gewerbe-Blatt für... Feuille industrielle du grand-duché de Hesse. — Darmstadt, Leske.

Journal für Ornithologie... Organe central de l'ornithologie générale; publié par S. Cabanis. — Cassel, Fischer.

Der Kaufman. *Zeitschrift für Verbreitung...* Le Négociant, journal du commerce; rédigé par M. Schadeberg. — Halle, Hendel.

Astronomische Nachrichten... Nouvelles astronomiques, recueil publié par M. Schumacher, continué par MM. Hansen et Peters. — Hambourg, Perthes.

Wochen-Blat des Vereins... Revue hebdomadaire de la Société agricole et forestière du duché de Nassau. — Wiesbaden, Krudel et Niedner.

Allgemeine deutsche naturhistorische Zeitung... Journal général de l'histoire naturelle; publié par M. Drechsler. Nouvelle série. — Hambourg, Kuntze.

Gewerb-Zeitung Organ für... Feuille industrielle de Bohême; rédigée par M. Brentano. — Fürth, Schmid.

Sonntags-Blatt für Landund Forstwirthe... Feuille du dimanche agricole et forestière; publiée par M. Dünnwald. — Berlin, Kühn.

Berichte über die Verhandlungen... Mémoires de la Société royale des sciences de Leipzig, classe de mathématiques et de physique. — Leipzig, Hirzel.

Zeitschrift für die gesammenten Naturwissenschaften... Journal des Sciences naturelles; publié par la Société des Sciences de Saxe et de Thuringie. —Berlin, K. Wiegandt.

Archiv für die zeichnenden... Archives des arts qui ont pour but la reproduction des objets, et principalement la gravure sur cuivre, sur bois; publiées par M. Naumann. — Leipzig, Weigel.

Populare Bau-Zeitung... Journal de construction populaire; publié par M. Hertel. — Weimar, Voigt.

Blätter des Landwirtschaftlichen Vereins... Journal de la Société d'agriculture de la principauté de Waldeck. — Spire.

Central-Anzeiger für nützliche... L'indicateur central des inventions utiles; publiée par le bureau des inventions de Wintertheer.

Journal der neuesten Fortschriften... Journal des progrès de l'industrie agricole. — Weimar, Voigt.

Journal für Metall-Arbeiter... Journal complet du travail des métaux; publié par C. Hartmann. — Weimar, Voigt.

Zeitschrift für Mechaniker... Annuaire des mécaniciens et des constructeurs; publié par C. Hartmann. —Weimar, Voigt.

Vereins-Schrift schlesische... Journal de la Société d'agriculture de Silésie; publié par G. ELSNER. — Glogau, Flemming.

Landwirthsschaftliche Annalen... Annales agricoles de la Société du Mecklenbourg; publiées par M. KARSTEN.—Rostock, Leopold.

Zeitschrift für praktische Baukunst... Journal d'architecture pratique; publié par M. KNOBLAUCH. — Berlin.

Abhandlungen... Comptes rendus de l'Académie des sciences de Berlin, 1854.

Zeitschrift der deutsch... Annuaire de l'Union télégraphique allemande et autrichienne; rédigé par M. W. BRIX (3ᵉ année). — Berlin, Ernst et Korn.

Archiv für... Archives d'histoire naturelle de la Livonie et de la Courlande. 1ʳᵉ série : Minéralogie, chimie, géologie; 2ᵉ série : Biologie. — Dorpat, Glaeser.

Journal für die... Journal de mathématiques pures et appliquées; publié par M. CRELLE. — Berlin, Reimer.

Eldenaer archiv... Archives des recherches et expériences relatives à l'agriculture; publié par MM. ROHDE, TRAMMER et JUHLKE. — Berlin, Wiegandt.

ANGLETERRE.

A. SEDGWICH et MAC COYS. *A synopsis...* Classification des roches paléozoïques de la Grande-Bretagne. — Londres, In-4, avec atlas.

S. MURCHISON et J. NICOL. *Geological map...* Carte géologique de l'Europe, 4 feuilles.

W. FAIRBAIRN. *Useful information...* Renseignements pratiques pour les ingénieurs. In-8 avec gravures sur bois. — Londres.

SMITH. *Practical proceedings...* Règles pratiques pour l'exécution des travaux de drainage. 2ᵉ édition, augmentée 1 vol. in-12.

W.-P. CARPENTER. *The microscope...* Le microscope et ses révélations, in-16.

E. EMMONS. *American geology...* Géologie américaine, principes de la science, avec planches représentant les fossiles américains, vol. Iᵉʳ, partie 2, in-8, avec illustration et atlas de 18 planches in-4. — Albany.

J.-C. Nesbit. *On agricultural...* Sur la chimie agricole et les propriétés du guano péruvien, 4ᵉ édition, in-8. — Londres.

Louis Agassiz. *Contributions...* Mémoires sur l'histoire naturelle des États-Unis, 10 vol. in-4. — New-York.

Bach. *Tide...* Tables des marées des principaux ports des États-Unis. — New-York.

C. Girard. *Life...* La vie au point de vue physique, broch. in-8. — Washington.

Ed. Sang. Remarques sur le gyroscope, broch. in-8.

S. Haugton. *The solar...* Les marées diurnes solaires et lunaires sur les côtes d'Irlande, in-4. — Dublin.

J.-B.-A. Harpur. *The nature...* Sur les grandeurs relatives des planètes, broch. in-8. — Dublin.

G. Biddel-Airy. *Description...* Description de la lunette zénithale de l'observatoire de Greenwich, broch. in-4. — Londres.

G. Biddel-Airy. *Account...* Exposé des expériences du pendule entreprises dans la houillère de Harton, pour la détermination de la densité moyenne de la terre, broch. in-4. — Londres.

ITALIE ET ESPAGNE.

G. Donati. *Della...* De la scintillation des étoiles, broch. in-8.

A. Palagi. *Sperienze...* Expériences électrodynamiques, broch. in-8. — Rome.

Cl. Gay. *Historia...* Histoire physique et politique du Chili, tome VIII.

O. Gianotti. *Saggio...* Essai d'une méthode de calculs, ou solution de divers problèmes indéterminés de géométrie et de trigonométrie, broch. in-8. — Casale.

Bonucci. *Gl'imponderabili...* Les impondérables, nouvel examen de changements dynamiques de système du monde, broch. in-12. — Florence.

P.-D. Mariniani. *Memoria...* Mémoire sur la vraie valeur des fonctions d'une variable qui se présentent sous la forme $\frac{0}{0}$, $\frac{\infty}{\infty}$; broch. in-4. — Modène.

A. Pissis. *Descripcion...* Description géologique du Chili, 1ʳᵉ partie, broch. in-8.

A. Pissis. Description de la province de Valparaiso, broch. in-8.

ANNALES

DES MINES.

EXTRAIT DE DEUX RAPPORTS

ADRESSÉS LES 15 FÉVRIER ET 28 JUIN 1855 A S. M. L'EMPEREUR, SUR LES EXPÉRIENCES ENTREPRISES PAR SON ORDRE POUR DÉTERMINER LES CONDITIONS ÉCONOMIQUES DE LA FABRICATION DU GAZ A LA HOUILLE.

Par M. REGNAULT, ingénieur en chef des mines,
professeur au Collége de France, président et rapporteur de la Commission.

Sa Majesté l'Empereur a nommé une commission composée de MM. Regnault, président, Chevreul, Morin et Peligot, membres de l'académie des sciences, avec mission de déterminer, par des expériences directes, les divers éléments qui permettraient de calculer le prix de revient du mètre cube de gaz à Paris, en supposant les usines établies dans des conditions analogues à celles que les compagnies actuelles d'éclairage ont formulées dans un nouveau projet de marché proposé à la ville.

La commission s'est livrée à des recherches expérimentales dont on va faire connaître les principaux résultats.

Le but principal que la commission devait se proposer était de déterminer, par une fabrication analogue à celle des usines, les éléments pratiques de la production du gaz. Ce travail entraînait nécessairement la surveillance rigoureuse, continue et prolongée d'une usine, à laquelle ses membres n'auraient pu suffire. M. le ministre des travaux publics a bien voulu, à la demande du président de la commission, désigner M. Descos, ingénieur des mines, pour suivre les expériences sous sa direction. La commission se plaît à reconnaître le zèle avec lequel cet habile ingénieur s'est acquitté de cette pénible mission.

Les expériences de la commission ont été faites dans une usine établie spécialement pour cet objet par M. Pauton, à Sèvres, près de la porte de Breteuil. L'usine se compose d'un four rectangulaire contenant cinq cornues en fonte, disposées sur deux rangs, trois sur la ligne inférieure et deux sur la ligne supérieure. Ces cornues sont chauffées par deux foyers conjugués. Les gaz chauds de la combustion enveloppent successivement chacune des cornues, et redescendent ensuite sous une grande cheminée d'appel. Le fourneau est disposé de manière à utiliser la chaleur le plus complétement possible; il n'y pénètre que la quantité d'air nécessaire à la combustion complète, et cet air n'arrive sur le combustible qu'après s'être échauffé aux dépens de la chaleur perdue. Une vanne hydraulique extérieure permet de régler à volonté la quantité d'air qui pénètre dans le fourneau. Le cendrier est isolé de l'air extérieur, on y maintient constamment une couche d'eau. Cette eau, échauffée par la réverbération du charbon incandescent, produit incessamment de la vapeur, qui active la combustion et fait brûler le coke avec une flamme légère. Ces diverses dispositions pro-

duisent le double effet d'économiser le combustible, et d'éviter la détérioration des cornues par voie d'oxydation.

Le gaz carboné provenant de la distillation de la houille passe d'abord dans une série de condenseurs à l'air libre, dans lesquels l'eau et les huiles les moins volatiles se déposent; de là, par un conduit souterrain, il se rend aux épurateurs, puis au compteur, enfin au gazomètre. Les eaux ammoniacales et les goudrons sont recueillis dans une citerne revêtue de ciment romain, de laquelle on peut les élever au jour à l'aide d'une pompe.

Les épurateurs sont au nombre de trois; le gaz les parcourt successivement avant de se rendre au gazomètre. Le premier épurateur est rempli de coke; les deux suivants contiennent de la chaux hydratée. Le coke du premier épurateur est changé tous les quinze jours. Ce coke imprégné de matières bitumineuses est employé au chauffage des cornues, de sorte qu'il n'occasionne aucune dépense. La chaux du second épurateur est changée tous les cinq jours, et celle du troisième tous les huit ou dix jours.

La charge de chaque cornue est de 100 kilogrammes de houille; la distillation exige de quatre heures à quatre heures et demie. Ainsi, en vingt-quatre heures, on passe dans les cinq cornues de 2.500 à 3.000 kilogrammes de houille.

Le compteur sur lequel nous mesurions le gaz fabriqué avait été timbré à la préfecture de police et mis sous scellés, afin qu'il ne fût pas possible d'en altérer les indications. Mais, pour qu'il ne restât aucun doute sur son exactitude, nous avons jugé nécessaire de le vérifier en comparant ses indications aux volumes de gaz recueillis dans le gazomètre et mesurés directement dans cet appareil.

A cet effet, on a adapté sur la paroi verticale du gazomètre deux échelles métriques, placées aux deux extrémités d'un même diamètre. On mesurait sur ces échelles les accroissements de hauteur qu'éprouvait la capacité cylindrique occupée par le gaz, et l'on notait simultanément sur le compteur le volume du gaz correspondant. D'un autre côté, on avait mesuré suivant deux directions rectangulaires le diamètre du fond supérieur du gazomètre.

On a trouvé ainsi, pour le rayon moyen du cylindre, en tenant compte de l'épaisseur de la tôle, $7^{m},0075$. On en déduit que la section horizontale du gazomètre est de $154^{mq},268$.

D'après cette section et les hauteurs observées sur les deux échelles métriques opposées, dont on prenait chaque fois la moyenne, on pouvait calculer exactement l'augmentation de volume que le gaz avait subie dans le gazomètre. On comparait cette augmentation à celle qui était indiquée par le compteur.

Dans une première série d'observations, on a trouvé, comme moyenne de six mesures, que 133 mètres cubes, indiqués par le compteur, correspondaient à $131^{mc},75$ recueillis dans le gazomètre.

Dans une seconde série de neuf déterminations, $215^{mc},3$ du compteur correspondaient à $209^{mc},9$ du gazomètre.

On voit que le compteur indique des volumes plus grands de 2 à 3 p. 100 que ceux qui sont recueillis dans le gazomètre. Cette différence tient à ce que le gaz conserve, à son arrivée dans le compteur, un excès notable de température au-dessus du milieu ambiant, et qu'il se contracte sensiblement en se refroidissant dans le gazomètre. Néanmoins, comme la température extérieure à laquelle se trouvait le gazomètre n'était que de

3 à 4 degrés, c'est-à-dire très-inférieure à la moyenne de l'année et même à celle de la saison d'hiver, auxquelles il convient de rapporter nos observations, et que la correction qui résulterait de cette circonstance rendrait les volumes du gaz recueillis dans le gazomètre sensiblement égaux à ceux qui sont indiqués par le compteur, nous avons pensé que nous pouvions adopter, sans crainte d'erreur, les indications directes du compteur.

Nous allons décrire, sommairement, la manière dont les expériences ont été conduites, ainsi que les précautions que nous avons jugé nécessaire de prendre, afin que leurs résultats fussent à l'abri de toute contestation.

Toutes les opérations ont été exécutées sous la surveillance du président de la commission ou sous celle de M. Descos. Les pesées de houille et de coke, les mesures au compteur et au gazomètre ont été faites par nous. Pour que toute fraude fût impossible, pendant les rares moments où nous étions obligés de nous absenter tous deux, un planton, pris parmi les chasseurs de la garde impériale en garnison à Saint-Cloud, et qui était relevé toutes les quatre heures, exerçait dans l'usine une surveillance rigoureuse, d'après les instructions que nous lui donnions. Le planton avait principalement pour consigne d'empêcher l'entrée dans l'usine de houille, de goudron ou d'une matière combustible quelconque, et de ne laisser les chauffeurs prendre du coke pour le chauffage des cornues que sur un tas, préalablement pesé, que nous mettions à leur disposition.

Avant de commencer une opération sur une houille nouvelle, on faisait disparaître de l'usine toutes les matières combustibles provenant de l'opération précédente, et l'on n'y conservait qu'un lot de coke, rigoureusement pesé, qui servait à maintenir la température

du four et à effectuer la distillation des premières fournées de houille. Plus tard, le coke nécessaire au chauffage des fours était pris sur le tas de coke produit par la fabrication elle-même. Le coke destiné au chauffage était mis à la disposition des chauffeurs par quantités de 80 kilogrammes.

Le lot de houille destiné à la distillation était introduit en entier dans l'usine, pesé et mesuré avec soin. A chaque chargement des cornues, on pesait la portion de 100 kilogrammes de houille que l'on introduisait dans chacune d'elles.

Le coke, retiré des cornues, était éteint avec de l'eau, puis amoncelé en un tas auprès du fourneau, jusqu'à ce que l'on eût réuni les produits de trois charges successives, c'est-à-dire de 1.500 kilogrammes de houille. On pesait alors le coke produit par les trois charges, quatre heures environ après l'extinction du coke provenant de la dernière charge, et on le reportait sur le tas général.

On continuait ainsi jusqu'à ce que le lot de houille fût épuisé, ou plutôt jusqu'à ce que le reliquat fût insuffisant pour composer une dernière charge de 500 kilogrammes. On pesait alors ce reliquat, et on le déduisait du poids total de la houille introduite dans l'usine. En additionnant les charges partielles de houille soumises successivement à la distillation, et les comparant au poids total de la houille introduite primitivement dans l'usine, on avait une vérification de la quantité de houille consommée.

Enfin, on faisait une pesée générale du coke resté dans l'usine. Le poids total obtenu représentait le produit réel en coke tout-venant donné par l'opération, et devait être égal à la somme des pesées partielles de coke provenant de chaque groupe de trois charges, dimi-

nuée de la quantité de coke consommée pour le chauffage, laquelle avait été pesée elle-même pendant toute la durée de la fabrication. La somme des pesées partielles du coke donne toujours un nombre un peu plus fort que celui qui correspond à la pesée générale, parce que, au moment des pesées partielles, le coke conserve souvent une petite partie de l'eau qui a servi à l'éteindre.

En tous cas, on a toujours admis, pour le poids du coke produit, le résultat de la pesée générale, laquelle avait ordinairement lieu vingt-quatre heures, et quelquefois trente-six heures après le dernier défournement.

Pour pouvoir transformer à volonté le poids du coke obtenu, en hectolitres, et réciproquement, nous déterminions, par quinze ou vingt pesées, exécutées sur les diverses parties du tas et pendant la pesée générale, le poids moyen de l'hectolitre de coke tout-venant. D'autres fois, nous nous sommes astreints à mesurer, à l'hectolitre comble, le lot entier de coke, et nous déterminions séparément le poids de chaque hectolitre. Nous avons reconnu ainsi que la moyenne générale et exacte que nous obtenions de cette manière ne différait pas sensiblement de celle que l'on déduisait des quinze ou vingt mesures et pesées exécutées pendant le pesage général.

Le volume total du gaz produit par chaque lot de houille soumis à la distillation était relevé sur le compteur. D'ailleurs, à chaque renouvellement de charge, on avait eu soin de noter, sur le compteur, le volume du gaz qui avait été fourni par la charge que l'on allait défourner.

Le gaz du gazomètre était examiné, presque tous les soirs, sous le rapport de son pouvoir éclairant, à l'aide

du photomètre par les ombres. On comparait son pouvoir éclairant :

1° Avec celui du gaz de la ville de Sèvres produit par l'usine de Boulogne ;

2° Avec celui que donne la lampe Carcel type, brûlant 42 grammes d'huile par heure.

On a pris, dans ces études photométriques, toutes les précautions nécessaires pour obtenir des résultats précis. Lorsque l'on comparait le pouvoir éclairant de notre gaz à celui de l'usine de Boulogne, on avait soin d'opérer par voie de retournement ; c'est-à-dire que les deux becs, placés sur leurs compteurs respectifs, pouvaient recevoir tantôt l'un, tantôt l'autre gaz, et l'on prenait la moyenne des rapports de pouvoir éclairant ainsi obtenus. On se mettait ainsi à l'abri des causes d'erreur qui auraient pu provenir d'une différence entre les becs, ou dans la graduation des compteurs.

Le gaz résultant de notre fabrication était toujours brûlé en entier, soit pour éclairer la manufacture de Sèvres, où l'on pouvait apprécier ses qualités, soit à plusieurs larges ouvertures pratiquées sur les tuyaux de conduite à l'intérieur de l'usine.

A la fin de chaque opération, on élevait à l'aide de la pompe les eaux ammoniacales et le goudron recueillis dans la citerne. Le goudron reçu dans des tonneaux était abandonné au repos pendant vingt-quatre heures ; après quoi on séparait complétement les eaux : enfin, on le pesait dans les tonneaux, qui avaient été préalablement tarés.

Les eaux ammoniacales réunies étaient mesurées au volume.

Ces explications suffiront pour faire comprendre la marche de nos opérations, ainsi que le détail des résul-

tats numériques inscrits dans les tableaux qui sont annexés à ce rapport.

1re OPÉRATION. — *Houille d'Anzin (tout-venant), semblable à celle qui est prise par les usines à gaz de Paris.*

(Poids de l'hectolitre ras $67^{k},94$.)

Lorsqu'on a commencé l'expérience véritable, la fabrication du gaz avec cette même houille marchait régulièrement depuis deux jours ; les fours avaient leur température normale. A partir de la première charge de houille pesée, on a tenu compte de toutes les quantités de coke employées au chauffage ; et, au moment du défournement de la dernière charge, les fours étaient dans leur état initial de température.

Le tableau n° I renferme tous les détails numériques de cette opération ; nous en extrairons les résultats principaux :

Le poids de la houille emmagasinée, d'après une pesée exécutée soigneusement par lots de 100 kilogrammes, était au moment de commencer l'expérience, de.		kil. 20.527,0
La somme des pesées des charges successives des cornues, augmentée de 22 kilogr. qui restaient après la dernière charge, a donné.		20.522,0
Il n'y a donc eu perte que de. . .		5,0
Le poids total du coke produit, donné par les pesées successives de trois défournements, était de.		15.324,7
Le poids du coke employé au chauffage du four, d'après les pesées directes.		4.437,5
Il devrait donc rester en coke tout-venant à vendre.		10.887,2
La pesée générale qui a été faite, après l'opération, de tout le coke restant dans l'usine a donné.	kil. 12.182,7	
Dont il faut retrancher celle qui y existait avant le commencement de l'expérience.	1.360,0	
Reste coke tout-venant produit par l'opération. . . .	10.822,7	10.822,7
Perte.		64,5

Cette différence tient en partie à ce que le coke n'avait pas eu le temps de sécher au moment où l'on faisait les pesées partielles des trois défournements successifs. Nous n'admettrons ici pour le véritable produit que 10.822k,7.

La moyenne de douze pesées de l'hectolitre comble de ce coke tout-venant, faites dans les différentes parties du tas général, et également espacées pendant la pesée finale de ce tas, a donné 42k,98.

Le volume du gaz obtenu a été de.	4.908mc,6
Le goudron pesait.	1.302k,4
Les eaux ammoniacales pesaient.	905 ,5

Une portion des eaux ammoniacales s'est perdue par infiltration dans le sol; lorsqu'on a ouvert la citerne, les eaux dépassaient le niveau de la partie imperméable des parois. Il serait plus exact d'admettre que le poids des eaux ammoniacales est égal à celui du goudron. La perte présente d'ailleurs peu d'importance à cause de la faible valeur des eaux.

La chaux éteinte placée dans les épurateurs jaugeait 4h,4.

Le pouvoir éclairant du gaz, comparé à celui de l'usine de Boulogne, se déduit des nombres suivants, qui représentent la moyenne d'un grand nombre d'observations faites dans des soirées différentes :

65 litres de notre gaz de Sèvres produisaient autant de lumière que 100 litres de l'usine de Boulogne. Cette supériorité de notre gaz sur celui de l'usine de Boulogne se remarquait facilement sur les candélabres de la manufacture, comparés à ceux de la ville de Sèvres qui sont immédiatement à côté. Elle s'explique d'ailleurs, en partie, par le peu de parcours que notre gaz avait à faire pour arriver aux becs de comparaison, relative-

ment au long trajet que le gaz de Boulogne a fait quand il arrive au même point.

88 litres de notre gaz ont donné autant de lumière que 42 grammes d'huile brûlée par la lampe Carcel.

La seule conclusion que nous tirerons de ces comparaisons, c'est que notre gaz était de bonne qualité.

En résumé, cette première opération nous donne les résultats suivants :

Consommation :	Produits :
20.500 kil. houille tout-venant d'Anzin.	10.822^{k},7 coke tout-venant à vendre. 4.908^{mc},6 de gaz. 1.302^{k},4 goudron. 1.300 kil. eaux ammoniacales.

et l'on a brûlé 4.437^{k},5 de coke provenant de l'opération même.

Nous ne portons pas la chaux employée pour l'épuration, parce que, généralement, l'épuration du gaz est comptée à part.

Nous déduisons de là que 100 kilogrammes de houille ont donné :

52^{k},79 coke tout-venant.
6 ,55 goudron.
6 ,30 eaux ammoniacales.
23^{mc},94 de gaz.

et qu'ils ont exigé 21^{k},60 de coke, provenant de l'opération même, pour le chauffage des cornues ; de sorte que la quantité totale de coke donnée par les 100 kilogrammes de houille est de 74^{k},40.

2e OPÉRATION. — *Houille de Mons (tout-venant).*

Le poids moyen de l'hectolitre de ce charbon a été trouvé de 84^{k},4 d'après un grand nombre de pesées. Les résultats partiels de cette opération sont inscrits dans le tableau n° 2. Le tableau est divisé en deux parties, bien que l'on n'ait opéré que sur une seule espèce

de houille; cela tient à ce que, dans la première période de cette opération, on a chauffé avec du coke provenant de l'opération précédente, tandis que, dans la seconde, on a chauffé avec le coke qui provenait de l'opération même. Néanmoins nous avons réuni les résultats généraux, car on peut admettre qu'à poids égal les deux espèces de coke dégagent la même quantité de chaleur.

Voici les résultats généraux obtenus :

	kil.
Poids de la houille distillée.	8.500,00
Poids du coke total obtenu.	6.683,00
Poids du coke consommé.	1.769,65
Poids du coke tout-venant à vendre.	4.913,35
Poids du goudron.	541,26
Poids des eaux ammoniacales.	591,60
Volume du gaz produit.	2.049^mc,3

D'après cela, 100 kilogrammes de houille ont donné :

57^k,78 de coke tout-venant à vendre.
6 ,37 goudron.
6 ,95 eaux ammoniacales.
24^mc,1 de gaz.

Ils ont consommé 20^k,82 pour le chauffage; par suite ils ont donné, par la distillation, une quantité totale de coke de 78^k,6.

Le rapport entre le coke total produit et le coke brûlé est de.	3,77
Le rapport entre le coke à vendre et le coke brûlé est de.	2,77

Ainsi les résultats de cette opération sont encore un peu plus avantageux que ceux de la précédente.

Le gaz était de bonne qualité; d'après plusieurs observations faites avec le bec Manchester, 90 litres de gaz donnaient autant de lumière que 42 grammes d'huile brûlée dans la lampe Carcel.

Le coke était plus spongieux et plus friable que celui de l'opération précédente; il a donné plus de pous-

sière, il donnerait donc plus de déchet à la vente. Le poids moyen de l'hectolitre comble de coke tout-venant est de $46^k,5$.

Dans cette opération, on a voulu s'assurer si le poids de l'hectolitre de coke que l'on obtient en prenant la moyenne d'un certain nombre d'hectolitres pris dans les diverses parties du tas différait sensiblement de la véritable moyenne. A cet effet, on a mesuré successivement à l'hectolitre le tas entier, et l'on a déterminé le poids de chaque hectolitre. On a trouvé ainsi pour la véritable moyenne $46^k,551$, tandis que la moyenne des 9 hectolitres pesés était de $46^k,528$. Ces nombres sont presque identiques.

3e OPÉRATION.— *Houille de Mons (tout-venant)*. TABLEAU N° III.

Cette houille est de mauvaise qualité, elle est sèche à l'aspect et se compose presque exclusivement de menu. Son origine n'est pas bien certaine. Le poids de l'hectolitre comble est de 90 kilogrammes. A la fin de l'opération, on a trouvé sur le poids de la houille primitivement introduite un déficit de $13^k,7$. Le déficit sur le coke, d'après la pesée générale, a été de $18^k,75$.

Résultats généraux obtenus :

	kil.
Poids de la houille distillée.	7.500,00
Poids du coke total obtenu.	5.430,60
Poids du coke consommé.	1.467,15
Poids du coke tout venant à vendre.. . . .	3.963,45
Poids du goudron.	548,00
Poids des eaux ammoniacales.	597,60
Volume du gaz produit.	1.575 m.c.

D'après cela, 100 kilogrammes de houille ont donné :

$52^k,85$ de coke tout-venant à vendre.
7 ,307 de goudron.
7 ,968 d'eaux ammoniacales.
21 m. c. de gaz.

Ils ont consommé 19k,562 pour le coke de chauffage; de sorte que la quantité totale de coke produit est de 74k,41.

Le rapport entre le coke total produit et le coke brûlé est de.	3,70
Le rapport entre le coke à vendre et le coke brûlé est de.	2,70

Le rendement en gaz est très-faible. Le gaz est néanmoins d'assez bonne qualité.

L'hectolitre de coke tout-venant pesait. . . .	44k,10
L'hectolitre de gros coke pesait.	42 ,00

4e OPÉRATION. — *Houille de Mons*. TABLEAU N° IV.

L'origine de cette houille n'est pas non plus bien connue; elle renferme un peu plus de gaillettes que la précédente, mais le menu domine toujours beaucoup. De plus, elle est arrivée très-mouillée à l'usine, et on l'a soumise sur-le-champ à la distillation. Cette circonstance se reconnaît immédiatement à la quantité des eaux ammoniacales obtenues, qui est beaucoup plus considérable qu'à l'ordinaire.

L'hectolitre de cette houille pèse 85k,475.

Résultats généraux obtenus :

	kil.
Poids de la houille distillée.	13.000,00
Poids du coke total obtenu.	9.734,00
Poids du coke consommé.	2.694,55
Poids du coke tout-venant à vendre. . . .	7.039,70
Poids du goudron.	737 50
Poids des eaux ammoniacales.	1.071,50
Volume du gaz produit.	2.773mc

Ainsi, 100 kilogrammes de houille ont donné :

54k,15 coke tout-venant à vendre.
5 ,67 goudron.
8 ,242 eaux ammoniacales.
21mc,33 de gaz.

Ils ont consommé 20k,73 de coke pour la distillation,

de sorte que la quantité totale de coke produit est de 74^k,88.

Le rapport entre le coke total produit et le coke brûlé est de. 3.61
Le rapport entre le coke à vendre et le coke brûlé est de. 2,61

Le rendement en gaz est très-faible, ce qui tient en partie à la mauvaise qualité de la houille et à son état d'humidité. La qualité du gaz est bonne.

Le poids moyen de l'hectolitre comble de coke tout-venant est de. . . . . 43^k,87
Le poids moyen de l'hectolitre comble de gros coke est de. . . . . 41 ,47

5e OPÉRATION. — *Houille de Mons (tout-venant)*. TABLEAU N° V.

Cette houille présente l'aspect ordinaire des houilles à gaz. L'hectolitre pèse 89 kilogrammes.

Résultats généraux obtenus :

	kil.
Poids de la houille distillée.	5.000,00
Poids du coke total obtenu.	3.847,00
Poids du coke consommé.	1.025,80
Poids du coke tout-venant à vendre.	2.821,20
Poids du goudron.	387,00
Poids des eaux ammoniacales.	351,30
Volume du gaz produit.	1.208^{mc}

Ainsi, 100 kilogrammes de houille ont donné :

56^k,42 de coke à vendre.
7 ,74 de goudron.
7 ,03 d'eaux ammoniacales.
24^{mc},16 de gaz.

Ils ont consommé 20^k,52 de coke pour la distillation; la quantité totale de coke produit est donc de 76^k,94.

Le rapport entre le coke total produit et le coke brûlé est de. 3,75
Le rapport entre le coke à vendre et le coke brûlé est de. 2,75

Le rendement en gaz est semblable à celui des deux premières opérations. Le gaz est de bonne qualité.

Le poids moyen de l'hectolitre de coke tout-venant est de 41k,20
Le poids moyen de l'hectolitre comble de gros coke est de . . . . 39 ,40

6e OPÉRATION. — *Houille du Grand-Hornu* (*Mons*). TABLEAU N° VI.

Cette houille est belle d'aspect; elle renferme plus de gros que les précédentes; l'hectolitre pèse 79k,175.

Résultats généraux obtenus :

	kil.
Poids de la houille distillée	20.000,00
Poids du coke total obtenu	15.101,70
Poids du coke consommé	3.872.40
Poids du coke tout-venant à vendre	11.229,30
Poids du goudron	1.386,40
Poids des eaux ammoniacales	1.534,90
Volume du gaz produit	4.629mc

Ainsi, 100 kilogrammes de houille ont donné :

56k,15 coke tout-venant à vendre.
6 ,93 de goudron.
7 ,67 d'eaux ammoniacales.
23mc,15 de gaz.

Ils ont consommé 19k,362 de coke pour la distillation. La quantité totale de coke produit est donc 75k,51.

Le rapport entre le coke total produit et le coke brûlé est de 3,90
Le rapport entre le coke à vendre et le coke brûlé est de 2,90

Le gaz est de bonne qualité.

Le coke est généralement gros, bien collé et donne peu de poussière. L'hectolitre comble pèse :

En coke tout-venant 42k,31
En gros coke . . . . 40 ,08

Réunissons maintenant les résultats pratiques de ces six opérations, afin d'en déduire les moyennes que nous

sommes en droit de considérer comme se rapportant à un roulement ordinaire d'usine. Nous trouvons que 100 kilogrammes de houille ont donné :

OPÉRATIONS.	COKE (tout-venant) total.	COKE (tout-venant) à vendre.	GOUDRON.	EAUX ammoniacales.	GAZ en mètres cubes.	COKE consommé.
	kil.	kil.	kil.	kil.	mèt. cub.	kil.
N° 1	74,40	52,80	6,35	6,30	23,90	21,60
2	78,60	57,78	6,37	6,96	24,10	20,82
3	72,41	52,85	7,31	7,97	21,00	19,56
4	74,88	54,15	5,67	8,24	21,33	20,73
5	76,94	56,42	7,74	7,03	24,16	20,52
6	75,51	56,15	6,93	7,67	23,15	19,36
Moyennes. . . .	75,46	55,02	6,73	7,31	22,94	20,43

Nous ferons remarquer que dans ces six opérations il s'en trouve deux, les n°s 3 et 4, qui ont été faites sur des houilles qui n'auraient certainement pas été acceptées par les usines à gaz.

Si nous désignons :

Par A le prix du kilogramme de la houille au pied de la cornue,

Par B le prix du kilogramme de coke (tout-venant) à la vente dans l'usine,

Par C le prix du goudron,

Par D le prix des eaux ammoniacales,

Nous aurons pour le prix de revient, par le fait seul du charbon, de $22^{mc},94$ de gaz au gazomètre,

$$A.\ 100 - B.\ 55{,}02 - C.\ 6{,}73 - D.\ 7{,}31;$$

et le prix du mètre cube de gaz au gazomètre sera :

$$\frac{1}{22{,}94}\left[A.\ 100 - B.\ 55{,}02 - C.\ 6{,}73 - D.\ 7{,}31\right].$$

Cette formule s'appliquera à toutes les usines qui fabriqueront le gaz à la cornue, dans des conditions

analogues aux nôtres, et avec des houilles semblables. Il suffira d'y substituer, à la place des coefficients A, B, C, D, les valeurs des prix qu'ils représentent dans la localité et au moment donné.

DEUXIÈME PARTIE.

ESTIMATION DE LA VALEUR VÉNALE DES HOUILLES ET DES PRODUITS ACCESSOIRES FABRIQUÉS (1).

La valeur de la houille et celle des produits accessoires de la fabrication du gaz est très-variable suivant les localités; et, pour la même localité, elle varie suivant les époques. La commission a cherché à connaître ces diverses valeurs, dans le mois de janvier 1855, pour une usine placée hors de Paris, et située dans le voisinage, soit d'un port de déchargement, soit du débarcadère du chemin de fer du Nord, par lequel arrivent principalement les charbons à gaz.

Prix de revient de la houille.

Pour connaître le prix de revient de la houille, la commission a pensé qu'elle ne pouvait mieux faire que de prendre ses renseignements sur les lieux mêmes d'extraction. A cet effet, elle s'est adressée à M. Boudousquié, ingénieur en chef des mines à Valenciennes, et l'a prié de vouloir bien les recueillir sur le carreau des mines. Voici la lettre textuelle par laquelle M. Boudousquié a répondu à la demande du président de la commission :

(1) On a conservé dans cet extrait les comptes en argent comme un commentaire utile des comptes en matières; on remarquera toutefois que ces comptes en argent ont pour base des données économiques, vraies à la date du rapport (15 février 1855), mais qui ont cessé de l'être.

« Les compagnies gazières ne font usage que de char-
» bons gras ou demi-gras, et ont, m'assure-t-on, re-
» noncé au Flénu, non qu'il ne produise plus de gaz
» que les qualités qu'on lui a substituées; mais ces der-
» nières fournissent un coke plus marchand, et, en
» définitive, présentent plus d'avantage. Les charbons
» à gaz, paraît-il, sont pris dans les charbonnages de
» l'Escouffiaux, du Buisson, du bois de Saint-Ghislain,
» du nord du bois de Boussu, etc. (Belgique); et dans ceux
» d'Anzin, Denain et Douchy (France). On n'achète pas
» de menus pour la fabrication du gaz; on prend ce
» qu'on appelle en Belgique *le tout-venant*, et en France
» *le moyen*, c'est-à-dire le charbon tel qu'il sort de la
» fosse et après en avoir séparé le gros, dont la limite
» inférieure dépasse un peu la grosseur de la tête d'un
» homme.

» Ces charbons pèsent, par hectolitre légèrement
» comblé : 90 kilogrammes ceux de Belgique, d'Anzin
» et de Douchy; et 86 kilogrammes ceux de Denain:

» Voici les prix de l'hectolitre, mis à bateau :

1f,25	sur les rivages de la Belgique (Mons);	
1 ,225	—	d'Anzin;
1 ,275	—	de Denain;
1 ,25	—	de Douchy.

» Les compagnies charbonnières prétendent qu'au-
» cune remise, de quelque sorte qu'elle soit, n'est faite
» aux acheteurs sur les prix ci-dessus. La seule faveur
» qui leur est accordée consiste en un crédit de six mois
» ou un escompte de 3 p. 100 accordé par les compa-
» gnies d'Anzin et de Douchy quand on paye comptant.
» Les Belges vendent à trois mois, sans escompte.

» Je dois dire cependant que quelques compagnies
» de gaz de Paris ont avec Anzin des marchés qui datent
» de la fin de 1853, à des prix notablement inférieurs

» à ceux ci-dessus indiqués pour l'Anzin et le Denain.
» La différence doit être de 10 à 15 centimes au moins;
» mais je ne puis rien préciser à cet égard.

» Le fret est actuellement comme suit, par hectolitre
» défini plus haut :

0f,95	des rivages de Mons;	
0 ,85	—	d'Anzin;
0 ,75	—	de Denain et de Douchy.

» Il se trouve en ce moment élevé par suite de di-
» verses circonstances. Le fret moyen de l'année peut
» être évalué :

De Mons, à	0f,80
D'Anzin	0 ,70
De Denain et de Douchy	0 ,60

» Les charbons belges payent, à l'entrée en France,
» un droit de 0f,15 par 100 kilogrammes avec décime
» en sus, c'est-à-dire en tout 0f,165.

» Les frais de déchargement à la Villette sont de
» 1 franc par 1.000 kilogrammes, et ceux de transport
» jusque dans l'intérieur de Paris de 2f,50 par 1.000 ki-
» logrammes.

» Les droits d'octroi sont de 6 francs par 1.000 kilo-
» grammes, plus le double décime, c'est-à-dire de 7f,20.

» Les renseignements qui précèdent donnent tous les
» éléments du prix de revient des charbons expédiés par
» bateau.

» Indépendamment de cette vente, existe la vente
» par chemin de fer qui, pour les charbons français, ne
» s'applique encore qu'à ceux de la compagnie d'Anzin
» provenant, soit d'Anzin, soit de Denain. Ces char-
» bons sont livrés à la gare de Somain au prix de 1f,275
» l'hectolitre mis à wagon, et pesant 90 kilogrammes
» pour l'Anzin et 86 kilogrammes pour le Denain.

» De Somain à la Chapelle, la compagnie du Nord

» prélève des frais de transport de 8f,50 par 1.000 kilo-
» grammes avec les bonifications qui suivent.

» La tolérance de poids est de 300 kilogrammes » par wagon de 10.000 kilogrammes, c'est-à-dire que » 10.300 kilogrammes ne payent que pour 10.000 kilo- » grammes. De plus, il est accordé une remise de » 5 p. 100 sur les transports de chaque wagon qui, » dans le mois, a donné lieu à une recette de 180 francs, » correspondante à deux voyages de Paris par mois. » Ces faveurs sont faites à la condition qu'on s'engagera » à employer dix wagons à la fois pendant une année, » et à faire faire deux voyages par mois à chaque wa- » gon. Il faut donc consommer 240.000 kilogrammes » de charbon par an pour jouir de l'avantage ci-dessus, » ou s'entendre avec d'autres consommateurs pour avi- » ser à utiliser ces dix wagons.

» Pour les charbons belges expédiés par chemin de » fer, le prix de l'hectolitre mis sur wagon à Jemmapes » ou Saint-Ghislain est, je crois, 1f,25. Le port jusqu'à » Quiévrain est de 0f,85, et de Quiévrain à la Chapelle, » par le chemin du Nord, de 9f,50 par 1.000 kilo- » grammes, avec la condition, expliquée plus haut, » d'une tolérance de 300 kilogrammes par 10.000, et » d'une remise de 5 p. 100. »

Valenciennes, le 1er janvier 1855.

Avec ces divers éléments, il est facile de calculer le prix de revient de la tonne de houille au pied des cornues, pour une usine qui serait située à la Villette, recevant ses charbons par eau ; ou dans le voisinage du chemin de fer du Nord, et recevant ses houilles par la voie ferrée.

Le prix sur la fosse, des charbons ci-dessus indiqués, est, pour la tonne de 1.000 kilogrammes, en supposant

que l'hectolitre de houille de Belgique, d'Anzin et de Douchy soit de 90 kilog. et celui de Denain de 86 kilog. :

Charbon de Mons.		13f,89	payable à six mois.
—	d'Anzin.	13,61	
—	de Denain. . . .	14,83	
—	De Douchy. . .	13,89	

En admettant le fret moyen par eau ci-dessus indiqué, pour l'hectolitre, on trouve :

Pour le fret par eau, jusqu'à la Villette, d'une tonne de houille.	de Mons.	9f,39
	d'Anzin.	7,78
	de Denain. . . .	6,70
	de Douchy. . . .	6,60

Par le fait, l'acheteur fait sur le transport par eau un bénéfice de 3 à 5 p. 100, parce que l'hectolitre est toujours jaugé très-largement sur bateau. Ainsi, pour la houille que nous consommons à la manufacture de Sèvres, nous trouvons toujours un boni de 4 à 5 p. 100 au mesurage que nous faisons dans l'usine. En tous cas, nous négligerons cette circonstance.

Nous supposerons que le transport du bateau à l'usine qui en est très-rapprochée et l'emmagasinage soient de 1 franc. Nous ne compterons rien pour l'apport du magasin à la cornue, parce que les chauffeurs sont chargés de ce soin. Nous aurons alors pour le prix de revient de la tonne de houille au pied de la cornue :

	HOUILLE			
	De Mons.	D'Anzin.	De Denain.	de Douchy.
	fr.	fr.	fr.	fr.
Prix sur la mine. .	13,89	13,61	14,83	13,89
Droit de douane. . .	1,65	»	»	»
Fret par bateau. . .	9,39	7.78	6,70	6,60
Déchargement. . . .	1,00	1,00	1,00	1,00
Transport à l'usine.	1,00	1,00	1,00	1,00
Prix de la tonne de houille.	26,93	23,96	23,53	22,49
Prix moyen.	24f,03			

L'usine qui serait placée auprès du chemin de fer pourrait facilement faire arriver ses wagons jusque dans ses magasins; elle éviterait ainsi les frais de transbordement.

Le prix de l'hectolitre de charbon d'Anzin à 90 kilogrammes, mis à wagon, est de 1f,275; par suite, le prix des 1.000 kilogrammes de 14f,17. Les 1.000 kilogrammes de charbon de Denain (à 86 kilogrammes), mis à wagon, seront à 14f,82. Le transport jusqu'à la gare de la Chapelle, c'est-à-dire jusqu'aux magasins de l'usine à gaz, est de 9f,50; mais l'usine profitera naturellement des avantages faits par la compagnie aux conditions indiquées ci-dessus, c'est-à-dire de la tolérance de 300 kilogrammes pour 10.000 et de la remise de 5 p. 100. Par le premier fait, le prix de transport sera réduit à 9f,223. qui, par le second, devient 8f,76.

On aura donc pour le prix de revient des 1.000 kilogrammes de houille française, au pied de la cornue :

	HOUILLE	
	d'Anzin.	de Denain.
	fr.	fr.
Houille mise à wagon.	14,17	14,82
Transport jusqu'à l'usine.	8,76	8,76
Total.	22,93	23,58

Pour les houilles belges, les prix s'établiront de la manière suivante :

	fr.
Prix de la tonne mise à wagons.	13,89
Transport sur le chemin belge.	0,85
Douane.	1,65
Transport sur le chemin français.	8,76
Total.	25,15

Une compagnie unique, chargée de l'éclairage géné-

ral de Paris, obtiendrait très-probablement des conditions plus avantageuses.

Nous ajouterons, pour compléter ces renseignements sur le prix des houilles, que tous les charbons distillés dans nos opérations ont été achetés, rendus à la porte de Paris, à 23 francs la tonne, avec un droit de commission de 6 p. 100.

Prix du coke.

Dans l'établissement de notre compte-matières, nous avons compté comme *coke à vendre* le coke tout-venant tel qu'il sort des cornues, et déduction faite de celui qui sert au chauffage. Il faut établir la valeur vénale de ce coke.

Dans les usines à gaz, la vente du coke se fait en enlevant le charbon sur une pelle à grille dont l'écartement des barreaux est moyennement de 2 centimètres 1/2, et chargeant immédiatement ce coke dans les mesures. Le poussier et une partie des fragments plus petits que 2 centimètres 1/2 tombent à travers la grille et restent sur le sol. Le menu qui s'accumule ainsi est soumis à un criblage qui le divise en escarbilles et en poussier. L'escarbille se vend parfaitement, et à un prix qui n'est pas très-inférieur à celui du gros coke, parce qu'elle présente au consommateur l'avantage de fournir à l'hectolitre un poids plus considérable et qu'elle se prête très-bien aux besoins de certaines industries, telles que celles des blanchisseurs, chapeliers, chaufourniers, briquetiers, etc., etc. Le poussier est vendu pour la fabrication du charbon de Paris, pour celle des bûches économiques. etc., etc.

Les proportions relatives de poussier, d'escarbilles et de coke, varient beaucoup suivant la qualité des houilles soumises à la distillation. Elles changent aussi

avec les manipulations que l'on fait subir au coke, soit pour la vente, soit pour l'emmagasinage. Pendant l'hiver, les usines à gaz ont peine à suffire aux demandes de coke ; le coke est vendu immédiatement sur les halles d'extinction, et dans ce cas le menu atteint sa plus faible proportion. Pendant l'été, au contraire, les usines à gaz fabriquant souvent plus de coke qu'elles n'en vendent, sont obligées d'en accumuler en tas pour attendre la saison de la vente, et le coke donne naturellement alors plus de menu, surtout s'il est de mauvaise qualité. La commission pouvait, à la rigueur, se placer dans les conditions où se trouvent les usines pendant leur vente d'hiver, et déterminer directement les proportions de menu et de gros coke que fournit le coke tout-venant des cornues ; mais il lui était impossible de réaliser les conditions de la fabrication d'été, et de déterminer directement les déchets qui se forment par l'emmagasinage. Mais il faut remarquer que c'est pendant la saison d'hiver que la production de gaz, et par suite, celle du coke est la plus considérable. On peut admettre que le coke emmagasiné ne forme guère que le quart de celui qui est vendu immédiatement. Ainsi, l'augmentation de déchet, par suite de l'emmagasinage, ne porte que sur le quart du coke vendu.

D'après les mesures directes que nous avons faites sur des cokes provenant de notre fabrication, nous avons reconnu que le poussier et les escarbilles formaient généralement en volume le vingtième du gros coke.

Nous ajouterons à ces renseignements que nous avons vendu, sans difficulté, à des marchands de charbon tout notre coke fabriqué à Sèvres, à 23 francs net le coke tout-venant, avec la condition de le faire enlever immédiatement à la fin de chacune de nos opérations, afin que, dans l'opération suivante, il n'y eût ni erreur,

ni fraude possible par le fait de l'existence dans l'usine d'un coke antérieurement fabriqué. Lorsque nous leur avons livré des cokes criblés, ils n'ont pas voulu les payer un sou de plus ; ils nous ont déclaré qu'ils préféraient acheter notre coke tout-venant au même prix, et faire le criblage chez eux. Cela se conçoit facilement ; le menu s'interpose entre les gros morceaux et ne jauge pas d'espace dans la mesure à l'hectolitre. Notre coke tout-venant pesant de 42 à 43 kilogrammes, nous admettrons, comme moyenne, 42^{k},50. Cela porte le prix de la tonne de coke tout-venant à 36^{f},10.

Nous adopterons dans nos calculs, pour le coke tout-venant, un prix notablement inférieur, savoir 30 francs la tonne, ou 19 francs la voie de 15 hectolitres, en supposant que l'hectolitre pèse 42^{k},50, et par suite la voie 637^{k},5.

Prix du goudron.

D'après les renseignements que nous avons recueillis, le prix moyen des goudrons vendus ne serait pas inférieur à 5 francs. Quelques compagnies ont, à ce qu'il paraît, des marchés considérables à 4^{f},50 ; mais le goudron qu'elles vendent à l'usine est coté 5^{f},50 et 6 fr. Nous avons vendu une partie du nôtre, à Sèvres, à 6 francs et à 7 francs. Nous pensons que nous pouvons adopter le prix de 5 francs, sans crainte d'exagération.

Prix des eaux ammoniacales.

On admet généralement que le produit des eaux ammoniacales paye l'épuration du gaz ; quelques usines ont même des marchés avec un entrepreneur auquel elles livrent leurs eaux alcalines, et qui leur fournit, en échange, les matières premières nécessaires à l'épuration. Mais, comme les compagnies comptent à part les frais d'épuration, nous sommes obligés, dans notre

compte de revient du gaz par le seul fait de la houille, de négliger les frais d'épuration, et de porter en avoir le produit de la vente des eaux. D'après les renseignements que nous avons recueillis, les eaux ammoniacales se vendraient $0^f,50$ l'hectolitre, soit environ 5 francs les 1.000 kilogrammes.

CONCLUSIONS.

Nous pouvons calculer le prix de revient du mètre cube de gaz dans notre fabrication, à l'aide de la formule pratique à laquelle nos expériences nous ont conduits, et des prix que nous venons d'établir. Nous admettrons donc que la houille coûtera à l'usine extra-muros, et convenablement située, $2^f,40$ les 100 kilogrammes; que le coke tout-venant se vendra 3 francs les 100 kilogrammes; que le goudron se payera 5 francs les 100 kilogrammes; enfin, que l'hectolitre d'eau ammoniacale sera vendu 50 centimes. Nous aurons alors :

Dépense :	Produits :	fr.	fr.
100^k de houille. $2^f,40$	$55^k,00$ coke tout-venant à.	3,00	1,650
	6 ,73 goudron à.	5,00	0,336
	7 ,31 eaux ammoniacales.	0,50	0,036
	Total.		2,022

	fr.	
Dépense.	2,400	
Produits accessoires. . .	2,022	
Reste dépense. . .	0,378	pour produire $22^{mc},94$ de gaz au gazomètre.

On en déduit pour le prix du mètre cube $0^f,0165$.

Si l'on supposait que le prix de la tonne de houille, rendue à l'usine, fût de 25 francs au lieu de 24 francs, on aurait :

	fr.	
Dépense.	2,500	
Produits accessoires. . .	2,022	
Reste dépense. . .	0,478	pour produire $22^{mc},94$ de gaz au gazomètre.
Ce qui donnerait pour le mètre cube. . . .	0,0208	

Nous ferons remarquer qu'en prenant la moyenne de nos six opérations, nous avons obtenu un rendement de gaz inférieur à celui des usines, parce que deux de ces opérations ont été faites, à dessein, dans de mauvaises conditions. De plus, nous avons admis constamment, pour les produits accessoires, des prix inférieurs à ceux qui existent aujourd'hui. Nous pensons donc que le prix de revient auquel nous sommes conduits, pour le mètre cube de gaz, est plutôt trop élevé que trop faible.

Parmi les prix que nous avons admis, il en est un, celui du coke tout-venant, qui peut être plus facilement contesté que les autres. On peut arguer que le déchet subi par le coke tout-venant dans un roulement d'usine est plus considérable que nous ne l'avons supposé. Nous allons faire quelques hypothèses sur le prix de ce produit, et nous montrerons qu'il faut admettre des dépréciations de valeur, complétement invraisemblables, pour faire monter le prix du gaz au-dessus de 4 centimes.

Nous avons supposé, dans le calcul précédent, que le prix du coke tout-venant était de 19 francs la voie de 15 hectolitres; cela met le prix de revient du mètre cube de gaz à $0^f,0165$.

Supposons					
la voie de coke à	18 fr.,	ou la tonne à	$28^f,20$,	le m. c. de gaz revient à	$0^f,0204$
—	16	—	25 ,10	—	0 ,0282
—	14	—	21 ,97	—	0 ,0357
—	12	—	18 ,82	—	0 ,0439

Enfin, si les produits accessoires de la fabrication, coke, goudron et eaux ammoniacales, n'avaient aucune valeur, le mètre cube de gaz ne reviendrait encore qu'à $0^f,104$.

Mais on peut se demander aussi à quel prix le coke tout-venant doit se vendre pour que, les autres matières conservant la valeur spécifiée plus haut, le gaz ne

coûte rien *par le fait de la houille*, on trouvera que c'est 36f,87 la tonne, ou 23f,50 net la voie de 15 hectolitres. Ce prix ne dépasse pas beaucoup ceux que l'on demande aujourd'hui dans les usines, pour le coke enlevé à la pelle à grille.

En résumé, nous croyons pouvoir conclure, avec confiance, des longues expériences auxquelles nous nous sommes livrés, et dans lesquelles nous nous sommes attachés à nous rapprocher le plus possible des conditions de roulement d'une grande usine, que *le mètre cube de gaz, au gazomètre, peut être obtenu dans une usine bien dirigée, et convenablement située auprès et hors des murs de Paris, à un prix qui ne dépasse pas 2 centimes dans les conditions actuelles de valeur des matières premières et des produits accessoires de la fabrication*. Bien entendu qu'il ne s'agit ici que du prix de revient *par le fait seul de la houille*, c'est-à-dire en faisant abstraction de tous frais de fabrication, d'administration, d'entretien de conduites, de capitaux engagés dans l'opération, etc., etc.

Le prix du mètre cube de gaz rendu au bec ne dépassera pas alors 2 centimes 1/2, en admettant même un déchet de 25 p. 100 dans les tuyaux de conduite, qui a été souvent contesté. D'après quelques renseignements que nous avons pris dans des usines à gaz de province, la perte par les tuyaux ne serait que de 7 p. 100. M. Manby, qui a établi et dirigé des usines à gaz importantes, le porte à 15 p. 100. D'ailleurs, si la perte par les tuyaux est un élément considérable dans le débat, quand le prix de revient du gaz est porté à 8 centimes au gazomètre, il est clair que son importance devient bien minime lorsque ce prix de revient descend au-dessous de 2 centimes.

CONSIDÉRATIONS SUR LA PRODUCTION DU COKE DANS LES USINES A GAZ DE PARIS.

Pendant les premières années de l'éclairage au gaz dans la ville de Paris, l'usage du coke, comme matériel de chauffage, était pour ainsi dire inconnu aux habitants. Le coke produit par les usines à gaz se vendait à bas prix. et très-difficilement. Il n'en est plus de même aujourd'hui ; tout le monde apprécie les avantages que le coke présente sur la houille pour le chauffage domestique quand les foyers sont convenablement établis, car il ne donne pas cette fumée abondante qui répand une odeur désagréable et encrasse promptement les tuyaux et les cheminées. Les usines à gaz ne peuvent plus suffire aujourd'hui aux demandes de coke qui leur sont faites, et il est probable que la consommation du coke est encore loin d'avoir reçu tout son développement. La nouvelle ordonnance de M. le préfet de police, qui prescrit à toutes les usines et fabriques de la ville de brûler leur fumée, forcera probablement le plus grand nombre des petits industriels à brûler du coke au lieu de houille. Par ces diverses causes, le prix du coke tendra plutôt, dans l'avenir, à monter qu'à baisser. Une usine à gaz unique, fournissant le gaz à toute la ville de Paris, ou plusieurs usines appartenant à une seule compagnie, auraient nécessairement le monopole de la fabrication intérieure du coke, et n'auraient à lutter, pour la vente de ce produit, qu'avec le coke apporté de loin, soit des départements houillers, soit de l'étranger.

Mais on peut craindre que le coke des fours, fabriqué sur les lieux d'extraction de la houille, venant faire sur les marchés de Paris une concurrence sérieuse au coke produit par les usines à gaz, ne déprime les prix actuels

et ne les fasse baisser au-dessous de ceux que nous avons admis. Nous allons montrer que cette crainte n'est pas sérieuse.

Les fours à coke établis sur les mines de houille auront toujours plus d'avantage à fabriquer des cokes de première qualité, tels que ceux qui sont exigés par les compagnies des chemins de fer et par les arts métallurgiques. Ces cokes se vendent beaucoup plus cher que les cokes des cornues, car aujourd'hui ils sont payés 41 à 42f,50 la tonne à la porte de Paris, et la bonification sur le prix du coke l'emporte sur la plus grande valeur des houilles employées à les produire. De plus, il faut remarquer que la fabrication du coke dans les usines de Paris n'est grevée d'aucuns frais, soit de fabrication, soit d'usine ou de capital; car, dans le calcul du prix de revient du gaz, tel qu'on l'établit ordinairement, ces frais sont portés en entier sur le gaz. Enfin, on recueille, sans dépense aucune, le goudron qui a aujourd'hui une valeur importante, ainsi que les eaux ammoniacales.

Dans les fours, au contraire, tous les frais de fabrication, de capital, etc., etc., portent sur le coke. Comme on n'utilise pas, pour la vente, les produits accessoires de la distillation de la houille, il faut bien que la vente du coke fournisse au fabricant, non-seulement le prix qu'il a payé pour la houille, mais ses frais de toute nature et son bénéfice. Les seuls avantages qu'il aura sont :

1° D'obtenir, d'une même quantité de houille, une plus grande proportion de coke à vendre que le fabricant de gaz ; car, en brûlant dans ses fours les gaz provenant de la distillation, il pourra diminuer considérablement, et rendre presque nul le combustible qu'il serait obligé de brûler pour effectuer la carbonisation ;

2° De faire une économie notable sur les frais de transport jusqu'à Paris, parce qu'il ne payera que le transport réel du coke, lequel est le même que celui de la houille; tandis que le fabricant du gaz aura payé les frais de transport de 1.000 kilogrammes de houille pour 550 kilogrammes de coke qu'il livre à la vente.

Ainsi, pour une même quantité de houille soumise à la distillation,

Le fabricant de gaz obtiendra, *sans frais de fabrication*, une certaine quantité de coke et de goudron; il fait payer à la vente du gaz produit, ses frais de toute nature et son bénéfice.

Le fabricant de coke peut obtenir, d'une même quantité de houille, une plus grande quantité de coke que le fabricant de gaz; mais l'excédant ne peut dépasser, dans aucun cas, la quantité de coke que le fabricant de gaz brûle sous ses cornues. Car pour que cette limite soit atteinte, il faut que le fabricant de coke dans les fours n'emploie absolument, pour son chauffage, que les gaz et matières volatiles qui sont produits par la distillation de la houille. Or, d'après nos expériences, si 100 kilogrammes de houille donnent, dans la fabrication du gaz, 55 kilogrammes de coke à vendre, ils ne pourront pas en donner plus de 75 dans les fours, car, dans ce dernier cas, il n'y aura pas eu de charbon brûlé pour opérer la carbonisation.

La concurrence avec le coke des fours empêchera donc seulement le coke des usines à gaz de dépasser une certaine limite; mais cette limite sera toujours très-supérieure au prix que nous avons donné au coke tout-venant, à moins que le prix de la houille ne baisse considérablement. En tout cas, cette baisse serait encore plus à l'avantage du fabricant de gaz, parce qu'il consomme une plus grande quantité de houille

pour produire une quantité égale de coke à vendre.

D'ailleurs, il est possible de fabriquer le gaz de l'éclairage de manière que le coke obtenu présente des qualités analogues à celles du coke des fours. On y parvient en choisissant convenablement les houilles, les réduisant en poudre, et les distillant en masses considérables dans des fours qui permettent de recueillir le gaz produit. La calcination, se faisant alors plus lentement, le coke se boursoufle moins, surtout sous la pression que lui opposent les couches supérieures. Il paraît que certaines usines à gaz de Paris, notamment la Parisienne, fabriquent ainsi, avec avantage, des cokes supérieurs, qu'elles vendent aux chemins de fer à un prix beaucoup plus élevé que le coke ordinaire des cornues. Elles emploient pour cette fabrication les gaillettes qu'elles retirent de la houille tout-venant, et elles ne distillent dans les cornues que le menu qui en provient.

Mais on peut parvenir au même résultat avec le four ordinaire des cornues, en distillant, dans une partie des cornues, des houilles fortes, telles que celles qui donnent le coke des hauts fourneaux; et dans les autres, une houille très-grasse ou un bitume qui fournit à la distillation beaucoup d'huile volatile, par suite un gaz très-éclairant, et mélangeant les gaz immédiatement au sortir des cornues et dans un espace dont la température est suffisamment élevée. Nous citerons les expériences que nous avons faites sur ce sujet; elles démontrent, selon nous, que ce procédé peut être employé avec avantage.

7e OPÉRATION.

Cette opération a été faite sur une houille tout-venant de Bois-du-Luc, dont l'hectolitre pèse 89k,86. Cette

houille doit être classée parmi les houilles fortes et dures, qui donnent de bon coke pour les hauts fourneaux, mais qui produisent un gaz pauvre en carbone et impropre à l'éclairage. Nous avons néanmoins commencé par opérer sur cette houille seule, afin de connaître les éléments de fabrication qui s'y rapportent.

Les détails de cette opération sont consignés dans le tableau 7. Nous en extrayons les résultats généraux :

	kil.
Poids de la houille carbonisée.	10.550,0
Poids du coke total obtenu.	9.377,4
Poids du coke consommé.	2.509,9
Poids du coke tout-venant à vendre.	6.867,5
Poids du goudron.	230,9
Poids des eaux ammoniacales.	»
Volume du gaz produit.	2.460^{mc}

D'après cela, 100 kilogrammes de houille ont donné :

65^k,09 de coke à vendre.
2 ,18 de goudron.
» eaux ammoniacales.
23^{mc},32 de gaz.

Ils ont consommé 23^k,79 de coke pour la distillation. La quantité totale de coke produite est donc de 88^k,88.

Le rapport entre le coke total produit et le coke brûlé est.	3,73
Le rapport entre le coke à vendre et le coke brûlé est.	2,74

On remarquera que cette houille a donné autant de gaz que les houilles précédemment distillées ; mais ce gaz est très-peu carburé, il brûle avec une flamme rougeâtre et sans éclat. Au photomètre, le pouvoir éclairant de ce gaz a été trouvé seulement le tiers de celui de l'usine de Boulogne.

8e OPÉRATION.

Après avoir fait sortir du gazomètre tout le gaz obtenu

dans l'opération précédente, nous avons chargé quatre de nos cornues avec 100 kilogrammes de houille de Bois-du-Luc, et la cinquième de 50 kilogrammes de boghead cannel-coal. Nous avons acheté ce bitume à Paris, à raison de 75 francs la tonne. Il est probable qu'on l'obtiendrait à un prix beaucoup moindre si on le faisait venir d'Écosse directement, et en grandes quantités. Nous avons passé ainsi sept charges successives.

Voici les résultats généraux de cette opération, dont les détails sont consignés dans le tableau 8 :

	kil.
Poids de la houille distillée.	2.800,0
Poids du boghead distillé.	350,0
Poids du coke total obtenu.	2.643,3
Poids du coke tout-venant à vendre.	1.711,5
Poids du goudron.	104,5
Poid des eaux ammoniacales.	147,2
Volume du gaz produit.	811[mc]

100 kilogrammes du mélange de houille de Bois-du-Luc et de boghead, dans la proportion de :

$$100 \frac{400}{450} = 88,88 \text{ de houille de Bois-du-Luc,}$$

et $$100 \frac{50}{450} = 11,12 \text{ boghead cannel-coal,}$$

produisent :
m. c.
25, 7 de gaz.
54,33 de coke à vendre.
3,31 de goudron.
4,67 d'eaux ammoniacales.

Le gaz que l'on a obtenu ainsi était de très-bonne qualité. Les comparaisons photométriques ont montré qu'il suffisait de 80 litres de ce gaz pour donner autant de lumière que 42 grammes d'huile brûlée dans la lampe Carcel type. D'ailleurs, le gaz n'a pas plus perdu de son pouvoir éclairant que le gaz ordinaire de la houille, soit par son passage dans de longs tuyaux, soit par un séjour prolongé dans le gazomètre ; car, après vingt-quatre heures, on lui a trouvé à très-peu près le même pouvoir éclairant.

Le coke était très-beau, très-dense, et il a donné peu de menu au criblage. Le poids de l'hectolitre comble du coke tout-venant est de $52^k,5$.

Nous avons envoyé une tonne de ce coke à M. Sauvage, ingénieur en chef des mines, entrepreneur de la traction sur le chemin de fer de Strasbourg, avec prière de le faire essayer dans les locomotives comparativement au coke de four que l'on brûle ordinairement. Voici la note que M. Sauvage nous a remise relativement à cet essai :

« J'ai employé le coke à un train-omnibus de Paris à » Épernay. Ce coke brûle aisément et donne beaucoup de » vapeur. Nous n'avons d'autre reproche à lui faire que » de brûler beaucoup trop vite ; mais, avec des modifi- » cations dans la grille et dans le tirage par l'échappe- » ment, on parviendrait à le brûler aussi utilement que » le coke plus dur, auquel nos mécaniciens sont habi- » tués. »

Le prix de revient du gaz s'établit comme il suit, en supposant la tonne de houille à 25 francs, et le prix du coke à 38 francs, à cause de ses qualités supérieures :

2.800 kil. de houille à 25 francs le 1.000. . . .		70,00
350 kil. boghead cannel-coal à 75 francs. . .		26,25
Total.		96,25
$104^k,5$ goudron à 5 francs.	5,23	
147 ,2 eaux ammoniacales à $0^f,50$. . .	0,74	
1.712 ,0 coke à 58 francs.	65,06	
Total.	71,03	71,03
Prix de 811 mètres cubes de gaz. . .		25.22
Prix du mètre cube de gaz. . .	$0^f,032$	

Le gaz reviendrait à un prix plus bas, si l'on remplaçait le boghead par un schiste bitumineux analogue, ou par des produits accessoires d'autres fabrications, dont la valeur serait moindre que celle que nous avons attribuée au boghead d'Écosse.

TABLEAU N° I. — *Houille d'Anzin.*

Dates.	Heures des charges.	Poids de la houille introduite dans les cinq cornues.	Poids de la houille emmagasinée.	Chiffres lus sur le compteur.	Volume de gaz produit d'après le compteur.	Poids du coke produit.	Heures des pesages du coke versé dans la fabrication.	Poids.	Différence entre le coke produit et celui versé dans la fabrication.	Poids du coke emmagasiné.
	h. m.	kil.	kil.		m. c.	kil.	h. m.	kil.	kil.	kil.
22 nov.	5 00 soir.	500	20 027	1.180	»	»	5 00 soir.	80	»	1.360
							7 40	80		
Id.	9 11	500	19.527	1.315	135	»			»	»
							11 15	80		
23 nov.	1 10 mat.	500	19.027	1.445	130	»			»	»
							2 00 mat.	80		
Id.	5 10	500	18.527	1.572	127	1.168			848	2.208
							6 00	160		
Id.	9 05	500	18.027	1.690	118	»			»	»
							10 40	80		
Id.	1 05 soir.	500	17.527	1.805	115	»			»	»
							1 55 soir.	160		
Id.	5 10	500	17.027	1.917	112	1.058			658	2.866
							6 00	80		
Id.	9 50	500	16.527	2.039	122	»			»	»
							11 30	80		
24 nov.	2 20 mat.	500	16.027	2.153	114	»			»	»
							4 00 mat.	80		
Id.	6 50	500	15.527	2.268	115	1.084			844	3.710
							7 35	80		
							8 10	80		
Id.	11 30	500	15.027	2.388	120	»			»	»
							Midi 05	80		
							3 25 soir.	80		
Id.	4 00 soir.	500	14.527	2.518	130	»			»	»
							5 50	80		
Id.	8 35	500	14.027	2.640	122	1.133			733	4.443
							9 50	80		
25 nov.							Minuit 20	80		
Id.	1 05 mat.	500	13.527	2.764	124	«			»	»
							4 00 mat.	80		
Id.	5 30	500	13.027	2.891	127	»			»	»
							6 05	80		
Id.	9 45	500	12.527	3.019	128	1.143			823	5.266
							10 15	80		
							Midi 30	80		
Id.	2 15	500	12.027	3.139	120	»			»	»
							3 50 soir.	80		
							6 15	80		
Id.	6 35	500	11.527	3.256	117	»			»	»
							9 15	80		
Id.	10 45	500	11.027	3.377	121	1.065			665	4.931
26 nov.							Minuit 15.	80		
Id.	3 00 mat.	500	10.527	3.496	119	»			»	»
							4 15	80		
Id.	7 00	500	10.027	3 613	117	»			»	»
							7 35	160		
Id.	11 30 soir.	500	9.527	3.720	107	1.096			776	6.707
							Midi.	80		
A reporter.	. . . . .	11.000	. . . .	. . . .	2.540	7.717	. . . .	2.480	5.347	. . . . .

Suite du TABLEAU N° I.

Dates.	Heures des charges.	Poids de la houille introduite dans les cinq cornues.	Poids de la houille emmagasinée.	Chiffres lus sur le compteur.	Volume de gaz produit d'après le compteur.	Poids du coke produit.	Heures des pesages du coke versé dans la fabrication.	Poids.	Différence entre le coke produit et celui versé dans la fabrication.	Poids du coke emmagasiné.
	h. m.	kil.	kil.		m. c.	kil.	h. m.	kil.	kil.	kil.
Report.	. . . . . .	11.000	. . . .	. . . .	2.540	7.717		2.480	5.347	6.707
26 nov.	3 30	500	9.027	3.838	118	»			»	»
							1 35 soir.	80		
							6 00	80		
Id.	7 30	500	8.527	3.957	119	»			»	»
							9 00	80		
27 nov.	Minuit.	500	8.027	4.080	123	1.175			855	7.562
							1 00 mat.	80		
							4 00	80		
Id.	4 30 mat.	500	7.527	4.595	111	»			»	»
							7 00	80		
Id.	8 30	500	7.027	4.315	120	»				
							10 30	80		
Id.	Midi 45.	500	6.527	4.433	118	1.067			747	8.309
							3 00 soir.	80		
Id.	5 00 soir.	500	6.027	4.546	113	»			»	»
							6 15	80		
Id.	9 30	500	5.527	4.665	119	»			»	»
							10 00	80		
28 nov.							1 00 mat.	80		
Id.	2 00 mat.	500	5.027	4.786	121	1.100			780	9.089
							4 00	80		
Id.	6 00	500	4.527	4.908	122	»			»	»
							7 30	80		
							9 10	80		
Id.	10 30	500	4.027	5.008	100	»			»	»
							Midi 30	80		
Id.	3 00 soir.	500	3.527	5.116	108	1.245			925	10.014
							4 45 soir.	80		
							6 30	80		
Id.	7 30	500	3.027	5.235	119	»			»	»
							11 00	80		
Id.	11 30	500	2.527	5.346	131	»			»	»
29 nov.							3 00 mat.	80		
Id.	3 40 mat.	500	2.027	5.472	126	1.140			820	10.634
							5 30	80		
Id.	7 45	500	1.527	5.599	127	»			»	»
							9 00	80		
							10 00	80		
Id.	11 45 mat.	500	1.027	5.724	125	»			»	»
Id.	4 00 soir.	500	527	5.853	129	1.097			857	11.691
							4 30 soir.	80		
							6 45	80		
Id.	8 20	500	27	5.973	120	»			»	»
							10 00	37,5		
30 nov.	Minuit 20.	500	»	6.088,6	115,6	753,7			556,2	12.247,2
Totaux	. . . . . .	20.500	. . . .	. . . .	4.908,6	15.324,7	. . . . . .	4.437,5	10.887,2	12.247,2

OBSERVATIONS.

La cuve destinée à recevoir les eaux ammoniacales et les goudrons a été complétement vidée et nettoyée le 22 novembre.

Le gaz peut traverser trois épurateurs avant de se rendre dans le gazomètre. D'après la disposition de l'usine, ils se trouvent dans la chambre du compteur et sur une même ligne. On les a désignés par les nos 1, 2, 3, en prenant pour le premier le plus éloigné du compteur. L'un des épurateurs renferme du coke. Lorsque ce coke est saturé de goudron, on l'utilise pour le chauffage des fours, de sorte que l'emploi de cet appareil n'est pas une cause de dépense. Seulement, au commencement de l'expérience, cet épurateur ne contenait que 80 kilog. de coke. Lorsqu'on l'a regarni, on y a introduit 160 kilog. de coke. On a tenu compte de cette différence, en versant, sur le coke en magasin, 80 kilog. de coke de même provenance, résultant d'opérations antérieures au 22.

Les deux autres épurateurs renferment de la chaux éteinte. Le 22, au commencement de l'expérience, le n° 1 renfermait du coke; le n° 2, de la chaux depuis deux jours, et le n° 3, de la chaux depuis un jour. Le 28, à neuf heures du matin, on a rempli de chaux le premier épurateur; cette chaux est restée intacte jusqu'à la fin de l'expérience, parce qu'à partir du même jour, 10 heures 30 minutes du matin, on a fermé cet épurateur pour diminuer les résistances au passage du gaz. Enfin, le 29, à 10 heures du matin, on a renouvelé complétement la chaux du second épurateur. La chaux nécessaire n'a pas été comptée, et provenait des approvisionnements de l'usine. La chaux employée à l'entretien des épurateurs, pendant leur marche du 22 au 30, a été pesée et mesurée à l'état de chaux vive:

En poids. 315k.8
En volume. 4h.4

RÉSUMÉ.

CONSOMMATIONS			PRODUITS		
TOTALES.		par 100 kil.	TOTAUX.		par 100 kil.
Houille distillée . . .	20.500k,0	100k,00	Gaz	4.908mc,6	23mc,94
Coke brûlé	4.437 ,5	21 ,65	Coke à vendre. . . .	10.822k,6	52k,79
Chaux.	315 ,8	1,54	Goudron	1.302 ,4	6 ,35
			Eaux ammoniacales.	908 ,5	4 ,42

TABLEAU N° II. — *Houille de Mons.*

DATES.	HEURES des charges.	POIDS de la houille introduite dans les cinq cornues.	POIDS de la houille emmagasinée.	CHIFFRES lus sur le compteur.	VOLUME de gaz produit d'après le compteur.	POIDS du coke produit.	HEURES des pesages du coke versé dans la fabrication	POIDS.	DIFÉRENCE entre le coke produit et celui versé dans la fabrication.	POIDS du coke emmagasiné.
	h m.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	h. m.	kil.	kil.	kil.
14 décembre.....	8 00 soir.	500	7.661,8	3.442	»	»		160	»	»
							8 30 soir.			
Idem.........	Minuit.	500	7.161,8	3.570	128	»		320	»	»
							1 00 matin.			
15 décembre.....	4 00 matin.	500	6.661,8	3.690	120	»		»	»	»
Idem.........	8 00	500	6.161,8	3.812	122	1.299,6		»	»	1.299,6
Idem.........	Midi.	500	5.661,8	3.919	407	»		»	»	»
							Midi 30	80		
Idem.........	4 00 soir.	500	5.161,8	4.027	108	»	4 00 soir.	68	»	»
Idem.........	8 00	»	»	4.139	112	1.245,5	»	»	»	1.245,5
Totaux.........	....	3.000	5.161,8	....	697	2.545,1	....	628	»	2.545,1
On continue avec les cokes de l'opération même :										
15 décembre.....	8 00 soir.	500	4.661,8	4.139	»	»	8 00 soir.	816,45	»	2.515,1
16 *idem*........	Minuit.	500	4.161,8	4.254	115	»	»	»	»	»
							1 15 matin.	107,8		
Idem.........	4 45 matin.	500	3.661,8	4.372	115	»	»	»	»	»
Idem.........	9 00	500	3.161,8	4.487	115	1.724,8	9 00	144,2	656,35	3.201,45
Idem.........	1 30 soir.	500	2.661,8	4.603	116	»	»	»	»	»
							3 00 soir.	222,4		
Idem.........	6 00	500	2.161,8	4.721	118	»	»	»	»	»
Idem.........	10 30	500	1.661,8	4.840	119	1.216,4	»	»	994,0	4.195,45
17 *idem*........	3 00 matin.	500	1.161,8	4.969	129	»	3 00 matin.	80	»	»
Idem.........	7 30	500	661,8	5.099	130	908,4			828,4	5.023,85
							8 00	177,1		
Idem.........	Midi.	500	161,8	5.229	130	»			»	»
							4 15 soir.	95,3		
Idem.........	4 30 soir.	500	»	5.360	131	»			»	»
							6 00	45,2		
Idem.........	9 00	»	»	5.491,3	131,3	1.112,4			794,8	5.818,65
Totaux.........	....	5.500	»	....	1.352,3	4.402	....	1.188,45	3.273,55	5.818,65

OBSERVATIONS.

Au commencement de la distillation de ces houilles, on n'avait en réserve aucun coke en provenant, parce qu'on avait vendu ceux qui provenaient de l'opération transitoire du 11 décembre, quatre heures du soir. On a commencé à chauffer avec des cokes de l'opération précédente, et on a prolongé le chauffage pendant vingt-quatre heures dans ces conditions, pour pouvoir comparer les dépenses.

On voit que 628 kilogrammes de coke de l'opération précédente ont été brûlés en vingt-quatre heures dans la première période, et que 582k,10 de coke de Mons l'ont été en vingt-quatre heures dans la deuxième.

Cette opération a produit 697 mètres cubes de gaz et 2.545k,10 de coke pour le magasin.

Ce nombre résulte de deux pesées partielles faites, suivant l'habitude, de sept à huit heures après les délutages correspondants.

Le 15, on a refait quatre grilles de l'épurateur n° 3, et on a dépensé 1 hectolitre.

La première pesée, qui a donné 1.299k,6, a eu lieu le 15, à deux heures. Le coke a été enlevé de dessus les aires d'extinction. C'est sur cette pesée qu'on a prélevé, à huit heures trente minutes du soir, c'est-à-dire douze heures environ après le dernier délutage, 316k,45 de coke, pour le service du fourneau.

RÉSUMÉ GÉNÉRAL.

CONSOMMATIONS totales.		par 100 kilog.	PRODUITS totaux.		par 100 kil.
Houille distillée. . . .	8.500k	100k	Gaz.	2.049mc,3	24mc,11
Coke brûlé. { Bois-le-Duc. / Mons.	628k / 1.188k,45 } 1.816k,45	21k,37	Coke à vendre. . . .	4.913k,35	57k,80
Chaux.	42k,26	0k,49	Goudron.	541k,26	6k,37
			Eaux ammoniacales.	591k,6	6k,96

Tableau n° III.

Dates.	Heures des charges.	Poids de la houille introduite dans les cinq cornues.	Chiffres lus sur le compteur.	Volume de gaz produit d'après le compteur.	Poids du coke produit.	Heures des pesages du coke versé dans la fabrication.	Poids.	Différences entre le coke produit et celui versé dans la fabrication.	Poids du coke emmagasiné.
	h. m.	kil.		m. c.	kil.	h. m.	kil.	kil.	kil.
30 déc 1854.	8 15 mat.	500	8.178						359,5
						8 30 mat.	206,3		
Idem.	Midi 30	500	8.297	119	362,45			156,15	515,65
						2 30 soir.	82,3		
Idem.	5 00 soir.	500	8.417	120	372,3			290,0	805,65
						5 30	80,45		
						9 00	84,7		
Idem.	9 30	500	8.529	112	363,6			198,45	1.004,10
31 déc. 1854						1 30 mat.	119,1		
Idem.	2 15 mat.	500	8.639	110	363,2			244,1	1.248,20
						6 00	124,4		
Idem.	7 00	500	8.748	109	383,3			258,9	1.507,10
Idem.	11 30	500	8.848	100	355,8			355,8	1.862,90
						1 00 soir.	130,0		
Idem.	4 00 soir.	500	8.951	103	360,35			230,35	2.093,25
						6 20	81,5		
Idem.	8 30	500	9.053	102	364,6			283,1	2.376,35
						11 00	119,0		
1er jan. 1855.	1 00 mat.	500	9.152	99	368,7			249,7	2.626,05
						5 00 mat.	123,4		
Idem.	5 30	500	9.259	107	365,4			242,0	2.868,05
						9 30	88,6		
Idem.	10 00	500	9.348	89	359,9			276,3	3.144,35
						1 30 soir.	122,0		
Idem.	2 30 soir.	500	9.446	98	353,6			231,6	3.375,95
Idem.	7 00	500	9.544	98	341,1	7 00	40,5	300,6	3.676,55
						10 30	69,9		
Idem.	11 30	500	9.645	101	365,8			295,9	3.972,45
2 janv. 1855.	4 00 mat.	»	9.753	108	350,5		—	350,5	4.322,95
Totaux. . .	. . . .	7.500	[illegible]	1.575	5.430,6	. . . . . .	1.467,15	3.963,45	4.322,95

OBSERVATIONS.

Épurateurs en charge : N° 1. Trois grilles (neuves).
— N° 2. Coke.
— N° 3. Quatre grilles (neuves).

Le 31 décembre, on a renouvelé les grilles du n° 1 : 3/4 d'hectolitre de chaux hydratée.
Le 1er janvier, on a renouvelé les grilles du n° 3 : 1 hectolitre de chaux hydratée.
Total. . . . . 3 hectolitres 1/2.

RÉSUMÉ.

CONSOMMATIONS			PRODUITS		
TOTALES.		par 100 kil.	TOTAUX.		par 100 kil.
Houille distillée. . . .	7.500k,00	100k,000	Gaz.	1.575mc,00	21mc,000
Coke brûlé.	1.467 ,15	19 ,562	Coke à vendre.	3.963k,45	52k,846
Chaux.	147 ,9	1 ,972	Goudron.	548 ,00	7 ,307
			Eaux ammoniacales.	597 ,60	7 ,968

TABLEAU N° IV.

Dates.	Heures des décharges.	Poids de la houille introduite dans les cinq cornues.	Chiffres lus sur le compteur.	Volume de gaz produit d'après le compteur.	Poids du coke produit	Heures des pesages du coke versé dans la fabrication.	Poids.	Différences entre le coke produit et celui versé dans la fabrication.	Poids du coke emmagasiné.
	h. m.	kil.		m.c.	kil.	h. m.	kil.	kil.	kil.
8 janv. 1835.	Minuit.	500	9.891			Minuit.	199,3		199,3
Idem.	4 30 mat.	500	10.011	120					
						8 00 mat.	120.35		
Idem.	9 00	500	10.125	114					
Idem.	1 30 soir.	500	10.241	116		1 30 soir.	81,5		
Idem.	6 00	500	10.352	111					
						6 30	82,7		
Idem.	10 30	500	10.458	106					
						11 00	80,7		
9 *idem*. . . .	3 00 mat.	500	10.563	105					
						3 30 mat.	81,0		
Idem.	7 30	500	10.669	106					
						8 00	161,5		
Idem.	Midi.	500	10.779	110					
						1 00 soir.	118,1		
						3 00	163,0		
Idem.	4 30 soir.	500	10.894	115					
Idem.	9 00	500	11.003	109					
10 *idem*. . . .						Minuit.	238,7		
Idem.	1 30 mat.	500	11.113	110					
Idem.	6 00	500	11.217	104					
Idem.	10 30	500	11.319	102					
						11 00 mat.	80,4		
						2 30 soir.	115,9		
Idem.	3 00 soir.	500	11.427	108					
						6 00	78,3		
Idem.	7 30	500	11.535	108					
						11 00	155,2		
11 *idem*. . .	Minuit.	500	11.644	109					
						4 00 mat	115,9		
Idem.	4 30 mat.	500	11.750	106					
Idem.	9 00	500	11.856	106					
						9 30	119,4		
						1 00 soir.	80,4		
Idem.	1 30 soir.	500	11.965	109					
Idem.	6 00	500	12.073	108		6 00	159,7		
Idem.	10 30	500	12.175	102					
						11 00	121,0		
12 *idem*. . .	3 00 mat.	500	12.280	105					
						3 30 mat.	122,5		
Idem.	7 30	500	12.379	99					
						11 15	116,6		
Idem.	Midi.	500	12.461	82					
						4 00 soir.	102,4		
Idem.	4 30 soir.	500	12.562	101					
Idem.	9 00	»	12.664	102					7.039,7
Totaux. . .	. . . . . .	13.000	. . . .	2.773	9.734,25	. . . . . .	2.694,55	7.039,7	7.239,0

OBSERVATIONS.

Épurateurs en charge : N° 1. 3 grilles (neuves).
— N° 2. Coke.
— N° 3. 4 grilles (neuves).

Le 9, on a renouvelé les grilles du n° 1 : 3/4 d'hect.
Le 10, on a renouvelé les grilles du n° 3 : 1 hect.
Le 11, on a renouvelé les grilles du n° 3 : 1 hect.
Total. . . . . 4 hectolitres 1/2.

Dans cette opération et les deux suivantes, le coke produit n'a pas été pesé à chaque délutage, afin d'éviter des manipulations qui avaient pour résultat d'augmenter la proportion d'escarbilles.

RÉSUMÉ.

CONSOMMATIONS			PRODUITS		
TOTALES.		par 100 kil.	TOTAUX.		par 100 kil.
Houille distillée....	13 000^k,00	100^k.000	Gaz...........	2.773^{mc},0	21^{mc},331
Coke brûlé.......	2.694 ,55	20 ,727	Coke à vendre.....	7.039^k,7	54^k,151
Chaux..........	190 ,1	1 ,462	Goudron........	737 ,5	5 ,673
			Eaux ammoniacales	1.071 ,5	8.242

TABLEAU N° V. — *Houille tout-venant de Mons.*

Dates.	Heures des charges.	Poids de la houille introduite dans les cinq cornues.	Chiffres lus sur le compteur.	Volume de gaz produit d'après le compteur.	Poids du coke produit.	Heures des pesages du coke versé dans la fabrication.	Poids.	Différences entre le coke produit et celui versé dans la fabrication.	Poids du coke emmagasiné.
	h. m.	kil.		m. c.	kil.	h. m.	kil.	kil.	kil.
13 janvier 1855.	10 00 soir.	500	12.755			10 00 soir.	228,5		228,5
14 *idem*.....	2 30 mat.	500	12.870	115					
Idem......	7 00	500	12.953	113					
						10 45 mat.	111,3		
Idem......	11 30	500	13.094	111					
						3 00 soir.	73,4		
Idem......	4 00 soir.	500	13.216	122					
						6 00	76,4		
Idem......	8 30	500	13.341	125					
						10 00	230,8		
15 *idem*.....	1 00 mat.	500	13.463	122					
						5 00 mat.	76,0		
Idem......	5 30	500	13.585	122					
Idem......	10 00	500	13.719	134					
						10 30	115,7		
Idem......	2 30 soir.	500	13.837	118					
						3 00 soir.	113,7		
Idem......	7 00	»	13.963	126					2.821,2
Totaux...	....	5.000	....	1.208	3.847,0	......	1.023,8	2.821,2	3.049,7

OBSERVATIONS.

Epurateurs en charge :
- N° 1. 4 grilles (neuves).
- N° 2. Coke.
- N° 3. 4 grilles (anciennes).

Le 14, on a renouvelé les grilles du n° 3 : 1 hect.
Le 15, on a renouvelé les grilles du n° 1 : 1 hect.
Total..... 3 hectolitres.

RÉSUMÉ.

CONSOMMATIONS			PRODUITS		
TOTALES.		par 100 kil.	TOTAUX.		par 100 kil.
Houille distillée ...	5.000^k,0	100^k,000	Gaz...........	1.208^{mc},00	24^{mc},160
Coke brûlé.......	1.025 ,8	20 ,516	Coke à vendre.....	2.821^k,200	56^k,424
Chaux..........	126 ,8	2 ,536	Goudron........	387 ,000	7 ,740
			Eaux ammoniacales.	251 ,300	7 ,026

TABLEAU VI. — *Houille du Grand-Hornu (Mons).*

Dates.	Heures des charges.	Poids de la houille introduite dans les cinq cornues.	Chiffres lus sur le compteur.	Volume de gaz produit d'après le compteur.	Poids du coke produit.	Heures des pesages du coke versé dans la fabrication.	Poids.	Différence entre le coke produit et celui versé dans la fabrication.	Poids du coke emmagasiné.
1855	h. m.	kil.		m. c.	kil.	h. m.	kil.	kil.	kil.
16 janv.	Minuit.	500	14.038						188,3
						1 30 mat.	188,3		
Id.	4 00 mat.	500	14.158	120					
Id.	8 00	500	14.272	114					
						8 30	74,8		
Id.	Midi.	500	14.385	113		11 00	75,6		
Id.	4 00 soir.	500	14.494	109		4 00 soir.	68,0		
						7 30	105,7		
Id.	8 00	500	14.604	110					
						10 30	107,3		
17 janv.	Minuit.	500	14.722	118					
						1 30 mat.	144,2		
Id.	5 00 mat.	500	14.848	126					
Id.	9 30	500	14.960	112					
						11 00	75,7		
Id.	2 00 soir.	500	15.084	124					
						2 30 soir.	73,9		
						5 30	72,1		
Id.	6 30	500	15.203	119					
						9 00	77,1		
Id.	11 00	500	15.317	114					
						11 30	225,8		
18 janv.	3 30 soir.	500	15.435	118					
Id.	8 00	500	15.554	119					
						9 00 mat.	73,7		
Id	Midi 30.	500	15.671	117					
						1 00 soir.	108,5		
Id.	5 00 soir.	500	15.789	118					
						5 30	110,2		
Id.	9 30	500	15.903	114					
						10 00	222,8		
19 janv.	2 00 mat.	500	16.020	117					
Id.	6 30	500	16.135	115					
						8 30 mat.	111,6		
Id.	11 00	500	16.250	115					
						2 00 soir.	112,2		
Id.	3 30 soir.	500	16.371	121					
						5 30	78,5		
Id.	8 00	500	16.487	116					
						9 00	113,5		
20 janv.	Minuit 30.	500	16 598	111					
						1 00 mat.	147,3		
Id.	5 00 mat.	500	16.712	114					
						8 00	70,9		
Id.	9 30 mat	500	16.822	110					
						11 00	112,2		
Id.	2 00 soir.	500	16.934	112					
						5 00 soir.	149,5		
Id.	6 30	500	17.047	113					
Id.	11 00	500	17.163	116					
						11 30	232,3		
A reporter.	. . . . . .	14.000	. . . .	3.125	. . . . .	. . . . . .	2.929,7	. . . . .	188.3

Suite du TABLEAU VI.

Dates.	Heures des charges.	Poids de la houille introduite dans les cinq cornues.	Chiffres lus sur le compteur.	Volume de gaz produit d'après le compteur.	Poids du coke produit.	Heures des pesages du coke versé dans la fabrication.	Poids.	Différence entre le coke produit et celui versé dans la fabrication.	Poids du coke emmagasiné.
	h. m.	kil.		m. c.	kil.	h. m.	kil.	kil.	kil.
Report....	. . . . . .	14.000	. . . .	3.125	. . . . .	. . . . . .	2.929,7	. . . . .	[illegible]
21 janv.	3 30 mat.	500	17.276	113					
Id.	8 00	500	17.389	113					
						9 00	76,0		
						Midi.	115,5		
Id.	Midi 30	500	17 509	120					
Id.	5 00 soir.	500	17 628	119					
						8 30	149,9		
Id.	9 30	500	17.742	114					
22 janv.						Minuit.	187,5		
Id.	2 00 mat.	500	17.857	115					
Id.	6 30	500	17.973	116					
Id.	11 00	500	18.092	119					
						11 45 mat.	75,7		
						3 00 soir.	111,2		
Id.	3 30 soir.	500	18.205	113					
Id.	8 00	500	18.320	115					
						9 00	111,4		
23 janv.	Minuit 30	500	18.441	121					
						1 00 mat.	114,2		
Id.	5 00 mat.	500	18.552	111					
Id.	9 30	»	18.667	115					11.229,[illegible]
Totaux.	. . . . . .	20.000	. . . .	4.629	15.101,7	. . . .	3.872,4	11.229,3	[illegible]

OBSERVATIONS.

Épurateurs en charge, nº 1, 4 grilles (anciennes).
— — nº 2, coke.
— — nº 3, 4 grilles (neuves).

Le 17, on a renouvelé les grilles du nº 1 . . . 1 h.
Le 18, — — nº 3 . . . 1
Le 19, — — nº 1 . . . 1
Le 20, — — nº 4 . . . 1
Le 21, — — nº 1 . . . 1
Le 22, — — nº 3 . . . 1

Total. . . . . . 7 h. de chaux hydratée.

La mesure des cokes à la fin de l'opération a donné $269^{k},83$ de coke tout-venant, pesant $11.417^{k},6$.

RESUMÉ.

CONSOMMATIONS	TOTALES.	Par 100 kil.	PRODUITS	TOTAUX.	Par 100 kil.
Houille.	$20.000^{k},0$	$100^{k},000$	Gaz.	$4.629^{mc},0$	$23^{mc},145$
Coke brûlé.	3.872 ,4	19 ,362	Coke à vendre.	$11.229^{k},3$	$56^{k},146$
Chaux.	295 ,8	1 ,479	Goudron.	1.386 ,4	6 ,932
			Eaux ammoniacales.	1.534 ,9	7 ,674

TABLEAU VII. — *Houille de Bois-du-Luc.*

Dates.	Heures des charges.	Poids de la houille introduite dans les cinq cornues.	Poids de la houille emmagasiné.	Chiffres lus sur le compteur.	Volume de gaz produit d'après le compteur.	Poids du coke produit.	Heures des pesages du coke versé dans la fabrication.	Poids.	Différence entre le coke produit et celui versé dans la fabrication.	Poids du coke emmagasiné.
	h. m.	kil.	kil.	kil.	m. c.	kil.	h. m.	kil.	kil.	kil.
7 déc.	9 45 mat.	500	10.200	0	»	»	9 45 mat.	160	»	287,2
Id.	2 20	500	9.700	112	112	421,5			261,5	548,7
							3 45 soir.	127,2		
Id.	6 00	500	3.200	221,5	109,5	»			»	»
							6 45	160		
Id.	10 30	500	8.700	337	115,5	»			»	»
8 déc.							1 30 mat.	80		
Id.	3 00 mat.	500	9.200	449	112	1.337,0			969,8	1.518,5
							5 00	80		
Id.	8 30	500	7.700	559	110	»			»	»
							8 30	80		
							9 30	160		
Id.	Midi.	500	7.200	675	116	»			»	»
							3 15 soir.	80		
Id.	4 30 soir.	500	6.700	796	121	1.432,2			1.032,2	2.550,7
							7 30	80		
Id.	9 00	500	6.200	918	122	»			»	»
							9 45	320		
9 déc.	1 30 mat.	500	5.700	1.040	122	»			»	»
Id.	6 00	500	5.200	1.160	120	1.391,4			891,4	3.542,1
Id.	10 30	500	4.700	1.280	120	»	10 30 mat.	160	»	»
Id.	3 00 soir.	500	4.200	1.395	115	»			»	»
							4 30 soir.	160		
Id.	7 30	500	3.700	1.512	117	1.357,0			1.037	4.579,1
							10 00	240		
10 déc.	Minuit.	500	3.200	1.630	117	»			»	
Id.	4 30 mat.	500	2.700	1.750	120	»			»	
							8 00 mat.	160		
Id.	9 00	500	2.200	1.868	118	1.332,75			932,75	5.511,95
							Midi 15	80		
Id.	1 30 soir.	500	1.700	1.989	121	»			»	»
							2 45 soir.	320		
Id.	6 00	500	1.200	2.103	114	»			»	»
Id.	10 30	500	700	2 220	118	»			»	»
							11 00			
11 déc.	4 30 mat.	500	200	2.340	129	»		62,7	»	»
							8 00			
Id.	8 30	500	»	2.460	111	2.245,0			1.782,3	7.294,15
	. . . . . .	10.500	. . . .	. . . .	2.460	9.516,85	. . . . . .	2.509,9	7.006,95	7.294,15

OBSERVATIONS.

Lorsqu'on a regarni l'épurateur à coke, sa place a été changée. Il s'est trouvé au n° 2, et occupe encore cette position. On a vu que, le 28 au matin (10 h. 30 m.), l'épurateur n° 1 avait été fermé, de sorte que le gaz n'y a pas passé pendant le reste de l'opération. Le n° 3 a été remis à neuf le 6 décembre, et, pendant l'expérience actuelle, les trois épurateurs fonctionnent.

Pour simplifier la prise des renseignements relatifs à la chaux dépensée pour l'épuration, on a fait une expérience préalable sur la chaux vive affectée à cet usage.

Deux hectolitres ras ont pesé, l'un.	$74^k,70$
— — l'autre	73 ,20
Poids moyen.	73 ,95

On les a éteints : 26 heures après, on a mesuré la chaux éteinte qui en résultait. On a trouvé : 3 hectolitres ras + 1/2 hectolitre.

On est convenu enfin de garnir chaque grille avec 1/4 d'hectolitre. Cela posé:

Le 7 décembre, n° 1 refait	2 hect.
9 — n° 3 refait, 4 grilles.	1
10 — n° 1 refait.	2
Total.	5

RESUMÉ.

CONSOMMATIONS			PRODUITS		
TOTALES.		Par 100 kil.	TOTAUX.		Par 100 kil.
Houille.	$10.500^k,00$	$100^k,00$	Gaz.	$2.460^{mc}.00$	$23^{mc},43$
Coke brûlé.	2.509 ,90	23 .90	Coke à vendre	$6.867^k,50$	$65^k,40$
Chaux.	211 ,20	2 ,01	Goudron	230 .90	2 ,20
			Eaux ammoniacales [1]	656 ,60	6 ,25

[1] Les eaux ammoniacales sont inexactes, probablement par suite de l'introduction de l'eau pendant les grandes pluies qui ont eu lieu durant les expériences.

TABLEAU N° VIII. — *Carburation du gaz précédent par le cannel-coal.*

Dates.	Heures des charges.	Poids des matières distillées dans les 5 cornues. Houille.	Cannel-Coal.	Poids de la houille emmagasinée.	Chiffres lus sur le compteur.	Volume de gaz produit d'après le compteur.	Poids du coke produit.	Heures des pesages du coke versé dans la fabrication.	Poids	Différence entre le coke produit et celui versé dans la fabrication.	Poids du coke emmagasiné.
	h. m.	kil.	kil.	kil.		m.c.	kil.	h. m.	kil.	kil.	kil.
11 déc. .	9 45 soir.	400	50	2.500	2.594	»	»	9 45 soir.	160	»	480,0
12 dec. .								Minuit.	80		
Id.	2 30 mat.	400	50	2.100	2.712	118	»	2 30 mat.	80	»	»
Id.	7 00	400	50	1.700	2.826	114	»			»	»
								7 30	160		
Id.	11 30	400	50	1.300	2.941	115	1.111,2			631,2	1.111,2
								Midi.	160		
Id.	4 00 soir.	400	50	900	3.060	119	»			»	»
								4 30 soir.	160		
Id.	8 50	400	50	500	3.176	116	»			»	»
								9 30	80		
13 déc. .	1 00 mat.	400	50	100	3.293	117	1.160,4			660,4	1.871,6
								1 30 mat.	51,8		
Id.	5 30	»	»	»	3.405	112	372,2			320,4	2.192,0
Totaux.	. . . . . .	2.800	350	100	. . . .	811	2.643,8	. . . . . .	931,8	1.712,0	2.192.0

OBSERVATIONS.

Dans l'intervalle de la 2e à la 3e opération, de 4 heures à 9 h. 45 minutes du soir, n a fait une charge de 500 kilogrammes de houille de Mons, nécessitée par l'éclairage e la manufacture. A 9 heures 45 minutes le gazomètre était entièrement vidé. La cuve u goudron a été vidée.

ÉPURATEURS. — On n'a pu marcher qu'avec un seul épurateur à chaux; les deux ffraient trop de résistance au dégagement du gaz au commencement de la charge. e 12, le n° 3 a été remis à neuf; soit 2 hectolitres.

RÉSUMÉ.

CONSOMMATIONS — TOTALES.		Par 100 kil.	PRODUITS — TOTAUX.			Par 100 kil.	
Houille distillée.	2.800^{k},0	88^{k},89	Gaz.	Houille.	811^{mc},0	23^{mc},43	25^{mc},74
Cannel-coal	350 ,0	11 ,11		Cannel.		44 ,28	
Coke brûlé.	931 ,8	29 ,58	Coke à vendre. . . .		1.711^{k},5	54^{k},33	
Chaux pour épurateur.	84 ,5	2 ,68	Goudron. . .	Houille.	61 ,60	2^{k},20	3^{k},31
				Cannel.	42 ,90	12 ,26	
			Eaux ammoniacales.	Houille.	147 ,2	4^{k},67	
				Cannel.			

EXPÉRIENCES SUPPLÉMENTAIRES.

Les résultats précédents ont donné lieu à quelques observations; et pour y répondre, la commission s'est livrée à diverses expériences supplémentaires.

Première observation. — En tenant compte de tous les produits solides, liquides et gazeux, les opérations de la commission conduisent à un excédant de rendement sur le poids de la houille distillée.

Des expériences directes ont montré que la densité du gaz recueilli dans le gazomètre, tel qu'il est fourni par la houille de Mons, oscille entre 0,406 et 0,409, celle de l'air atmosphérique, prise dans les mêmes circonstances de température, de pression et d'humidité, étant représentée par 1,00. Ainsi on peut adopter la densité 0,408 admise antérieurement. Le poids du mètre cube de gaz serait donc, en négligeant les corrections dues à la température et à la pression, lesquelles diminueraient le poids du gaz,

$$1^k,2932 \,.\, 0,408 = 0^k,5276.$$

Quant au poids du gaz absorbé par l'épuration, il a été déterminé par des expériences faites avec un grand soin, et que nous décrivons dans une note.

Dans une distillation effectuée sur de la houille de Mons, le gaz recueilli au sortir des cornues, et analysé dans l'eudiomètre, n'a perdu que 1,8 p. 100 de son volume par l'action de la potasse caustique. En supposant que le gaz absorbé soit composé de volumes égaux d'acide carbonique qui a pour densité 1,529, et d'hydrogène sulfuré dont la densité est 1,191; en d'autres termes, que la densité du gaz absorbé soit 1.360, les 1,8 de gaz pèseront autant que $1,8 \cdot \frac{1.360}{0.408} = 6,00$ de gaz de l'éclairage. On tiendra donc compte du gaz qui dispa-

raît par l'épuration, en multipliant par 1,06 le poids du gaz recueilli dans le gazomètre.

En appliquant ce mode de calcul aux résultats de nos six opérations, nous trouvons :

	I.	II.	III.	IV.	V.	VI.
Coke	74,40	78,60	72,41	74,88	76,94	75,51
Goudron	6,35	6,37	7,31	5,67	7,74	6,93
Eaux ammoniacales	6,30	6,96	7,97	8,24	7,03	7,67
Produits gazeux	13,37	13,48	11,74	11,93	13,51	12,95
	100,42	105,41	99,43	100,72	105,22	103,06

Ainsi, il reste établi que, dans la plupart de nos opérations, la somme des poids des produits de la distillation, pesés séparément, est plus grande que le poids de la houille soumise à l'opération.

La cause de cette surcharge est bien simple : *c'est que le coke, après son extinction par l'eau, retient toujours une portion de cette eau*, qu'il est impossible de lui enlever même par une longue exposition à l'air, et qui ne se dégage complétement, ainsi que nous nous en sommes assurés par des expériences directes, que si on porte ce coke à la chaleur rouge. Ainsi notre coke, malgré la précaution que nous prenions de le laisser séjourner, pendant plusieurs heures après son extinction, dans le voisinage du four, retenait encore quelques centièmes d'humidité. Le poids que nous avons indiqué pour ce produit est donc nécessairement un peu trop fort, si on veut le rapporter au coke réel, c'est-à-dire au coke absolument sec. Cette circonstance n'avait pas échappé à la commission, *et elle a dirigé ses opérations et ses calculs de manière à éviter l'influence de cette cause d'erreur sur ses résultats définitifs.*

Quelle que soit la surcharge que le coke présente au

moment de la pesée définitive, par suite de son état d'humidité, elle n'exerce aucune influence sur la valeur en argent que nous lui avons attribuée. En effet, pendant la pesée générale du coke tout venant qui restait à vendre à la fin d'une opération, nous avons eu soin de prendre, par un grand nombre de pesées faites sur les diverses parties du tas, le poids de l'hectolitre comble. Le poids moyen que nous avons indiqué pour l'hectolitre de coke, dans chaque opération, se rapporte donc au coke *dans l'état d'humidité où il se trouvait au moment de la pesée générale de ce produit.* Or dans la fixation de la valeur en argent que nous avons eu à faire pour la quantité de coke à vendre fourni par chaque opération, nous avons admis ce poids de l'hectolitre dans les transformations du prix à l'hectolitre en prix à la tonne. Le coke se vendant généralement à l'hectolitre, c'est pour cette mesure que nous en avons fixé la valeur; et dans le calcul ayant pour but de trouver la valeur qui en résultait pour les 1,000 kilogrammes, nous avons eu soin d'introduire *le poids moyen que nous avions obtenu pour l'hectolitre dans les conditions d'humidité où le coke se trouvait au moment de la pesée définitive.*

Ainsi, si d'un côté le poids total du coke était estimé trop fort par suite de la petite quantité d'eau qu'il avait retenue, de l'autre la valeur de ce coke, à la tonne, était estimée trop faible dans la même proportion. La cause d'erreur que nous venons de mentionner ne peut donc exercer aucune influence sur le résultat définitif, c'est-à-dire sur la valeur en argent du coke fabriqué.

Une autre circonstance a contribué à produire la surcharge que l'on observe dans plusieurs de nos expériences. La cuve dans laquelle venaient se réunir les eaux ammoniacales et le goudron est située hors du bâtiment; elle a été creusée dans un terrain perméable

et nouvellement remué. Ses parois sont couvertes d'un ciment imperméable sur les trois quarts de sa hauteur; mais la partie supérieure n'est pas recouverte. Il en résultait que, lorsque les expériences se faisaient par un temps sec, et que le niveau des eaux ammoniacales dépassait la partie imperméable, une portion de ces eaux se perdait par infiltration dans le sol. C'est ce qui est arrivé dans notre première opération, ainsi que nous l'avons consigné dans notre rapport. Au contraire, pendant les temps de pluie, et lorsque le niveau des eaux n'atteignait pas la limite de la partie imperméable, il arrivait dans la citerne des eaux superficielles qui s'infiltraient à travers le sol. Cette circonstance s'est notamment présentée, au plus haut degré, dans la septième opération, ainsi qu'on le trouve relaté dans une note ajoutée au tableau des résultats d'une de nos opérations. Nous n'avons reconnu cette cause d'erreur que dans le courant de nos expériences, et nous ne lui avons pas accordé une grande importance à cause de la valeur très-minime de ces eaux. Il est probable que cette circonstance nous a fait trouver, dans plusieurs de nos expériences, une quantité d'eaux ammoniacales un peu trop forte, et qu'elle a contribué à produire la surcharge des produits.

D'après ces explications, nous avons le droit de regarder comme parfaitement établis les résultats-matières que nous avons formulés, et d'après lequel 100 kilogrammes de houille propre à la fabrication du gaz donnent en moyenne :

75^{k},46 de coke tout-venant.
6 ,73 de goudron.
22^{m},94 de gaz épuré.

La quantité indiquée de coke peut être trop forte de quelques centièmes, à cause de l'eau qu'il retient tou-

jours après son extinction; mais en procédant comme nous l'avons fait, cette erreur disparaît au moment où nous transformons le poids du coke en valeur argent, puisque, dans cette transformation, nous faisons intervenir la densité du coke dans le même état d'humidité qu'au moment du pesage.

Deuxième observation. — La distillation des houilles anciennement extraites et longtemps emmagasinées peut fournir des produits différents en qualité et en quantité de ceux qu'on retire des houilles fraîches.

Il nous a paru utile de faire quelques expériences directes sur ce sujet. Ces expériences, ainsi que toutes celles qui sont décrites dans ce mémoire, ont été exécutées avec la coopération active de M. Descos, qui y a apporté le même zèle que dans nos précédentes expériences.

Des houilles d'Anzin et de Mons, qui ont été analysées par l'un de nous il y a vingt ans, et qui étaient conservées dans des flacons imparfaitement fermés par des bouchons de liége, ayant été soumises à de nouvelles analyses, ont présenté la même composition que celle qu'on leur avait trouvée il y a vingt ans. Donc, dans les conditions où ces houilles ont été conservées, elles n'ont subi aucune décomposition spontanée, appréciable à une analyse délicate.

Nous ne pouvions pas nous procurer de houille tout-venant d'une ancienne date d'extraction bien authentique; mais nous possédions à la manufacture de Sèvres des gaillettes de Mons, dont la fourniture totale, montant à 256.000 kilogrammes, a été faite le 23 juillet 1854 par M. Bourdillat-Leblanc. Nous avons fait distiller dans l'usine de Sèvres 5.000 kilogrammes de cette houille, les 7, 8 et 9 mai 1855. La houille existait donc depuis neuf mois dans nos magasins, et elle avait au moins dix

mois d'extraction. Le tableau des données numériques de cette expérience, que nous désignerons sous le n° 9, est joint à ce rapport.

5.000 kilogrammes de houille ont donné :

1.183^{mc},5 de gaz.
3.608^{k},9 coke tout-venant.
377 ,2 goudron.
364 ,8 eaux ammoniacales.

La consommation en coke pour le chauffage des cornues a été de 926^{k},5.

Les expériences au photomètre ont donné 95 litres de gaz pour 42 grammes d'huile brûlée dans la lampe Carcel.

On déduit de là que 100 kilog. de houille ont donné :

	kil.
23^{mc},67 de gaz pesant	13,23
Coke tout-venant	72,18
Goudron	7,54
Eaux ammoniacales	7,29
	100,24 (1)

La distillation de 100 kilogrammes de houille a consommé 18^{k},528 de coke.

La gaillette pesait	75^{k},92 à l'hectol. ras.
Le coke tamisé à la pelle à grille.	39 ,56

On a brûlé pour le chauffage du fourneau 24^{k},7 de gros coke, et on a relevé, après l'opération, comme coke à vendre :

62^{k},62 gros coke.
2 ,18 grosse escarbille.
4 ,53 fine escarbille et poussier.

Ainsi, le poussier et la fine escarbille formaient $\frac{4,53}{64,80}$ de l'ensemble du gros coke et de la grosse escarbille, ou 7 p. 100.

(1) Dans cette expérience et dans la suivante, on a pris de grandes précautions pour que les cokes ne retinssent que la plus petite quantité d'eau possible au moment de la pesée générale. On les a éteints avec très-peu d'eau, et on les a laissés étendus longtemps sur le sol de l'usine.

Si nous calculons le prix de revient du mètre cube de gaz d'après les produits de cette opération, et avec les valeurs que nous avons assignées à la matière première et aux sous-produits dans notre premier rapport, nous trouverons :

Dépense :	
100 kilogrammes de houille à.	2f,50
Produits :	
53k,65 de coke tout-venant à 19 francs la voie, ou à 3 francs les 100 kilogrammes. . . .	fr. 1,610
7 ,54 goudron à 5 francs les 100 kilogrammes.	0,377
7 ,29 eaux ammoniacales à 0f,50 les 100 kil. .	0,036
Total.	2,023

Reste pour le prix de 23mc,67 de gaz, 0f,477.

Par suite, pour le prix du mètre cube, 0f,0201.

Mais nous pouvons le calculer également en appréciant le coke au volume; et, en prenant les résultats que le coke a donnés au criblage, nous aurons alors :

5.000 kilogr. de houille à 25 francs la tonne. .	125fr.
62h,62 gros coke à 20 fr. la voie de 15 hectolitres, ou à 1f,333 l'hectolitre.	fr. 83,47
2 ,18 grosse escarbille, que je porterai à 10 fr. la voie ou 0f,667 l'hectolitre. . .	1,45
4 ,53 fine escarbille et poussier que je porterai à 5 fr. la voie ou 0f,334 l'hectolitre.	1,51
377k,2 goudron à 5 fr. les 100 kilogrammes. .	18,86
364 ,8 eaux ammoniacales à 0f,50 les 100 kil.	1,82
	107,11
Dépense pour la houille.	fr. 125,00
Recette pour les sous-produits.	107,11
Reste.	17,89

Pour le prix de revient de 1.183mc,5 de gaz; ce qui met le mètre cube à 0f,0151.

Avant de développer les conséquences que l'on peut déduire de cette opération, au point de vue où elle a été entreprise, nous donnerons les résultats qui nous

ont été fournis par une dixième opération, que nous avons faite pour un autre but, et sur laquelle nous aurons à nous appuyer dans ce qui suit. Cette opération a été faite sur du poussier de houille du bois de Saint-Ghislain (probablement menu de mine lavé, tel qu'on l'emploie pour fabriquer le coke des fours).

Cette houille pèse $78^k,398$ à l'hectolitre ras; elle donne un beau coke, collé dans toute sa masse, qu'il faut casser dans les cornues pour pouvoir le sortir.

$5.190^k,2$ de cette houille ont donné :

	fr.
961 mètres cubes de gaz.	
Coke total tout-venant.	4.229,0
Goudron.	139,6
Eaux ammoniacales.	261,1
Le poids du coke brûlé par le chauffage a été de	926,3

101 litres de gaz correspondaient, pour l'éclairage, à 42 grammes d'huile brûlée dans la lampe Carcel.

On a relevé à la fin de l'opération :

88 hectolitres de gros coke cassé en fragments de la grosseur de ceux que présente le coke des chemins de fer.
$2^h,42$ grosse escarbille.
7 ,19 fine escarbille et poussier.

La fine escarbille et le poussier forment les $\frac{7,9}{100,0}$ du gros coke et de la grosse escarbille.

L'hectolitre de gros coke pèse $34^k,3$.

On a brûlé pour le chauffage du fourneau 27 hectolitres gros coke.

On déduit de cette opération que 100 kilogrammes de houille ont donné

	kil.
$18^{mc},516$ de gaz pesant.	10,355
Coke.	81,480
Goudron.	2,689
Eaux ammoniacales	5,030
Total.	99,554

Ils ont consommé 17k,847 de coke pour le chauffage, et donné 63k,633 de coke tout-venant à vendre.

Si nous consommons ces produits en valeurs, nous trouvons :

100 kilogrammes de houille	2f,50
	fr.
63k,633 de coke à 3 francs les 100 kilogrammes	1,909
2 ,689 goudron à 5 francs	0,134
5 ,030 eaux ammoniacales	0,025
Total	2,068

Reste 0f,432 pour produire 18mc,52 de gaz ; ce qui met le mètre cube à 0f.0233.

Si l'on calcule d'après le volume de coke resté à la fin de l'opération et sur les proportions trouvées pour l'escarbille et le poussier, on a :

5.190 hectolitres de houille à 25 fr. la tonne	129f.75
	fr.
88 hectolitres gros coke à 1f,333 l'hectolitre	117,30
2h,42 grosse escarbille à 0f,667 l'hectolitre	1,61
7 ,19 fine escarbille et poussier à 0f,334 l'hect.	2,40
139k,6 goudron à 5 francs les 100 kilogrammes	6,98
261 ,1 eaux ammoniacales à 0f,50	1.30
Total	129,59

Ainsi, d'après cette manière de calculer, les sous-produits payeraient la houille, et le gaz ne coûterait rien. Cela tient à ce que le coke était en gros fragments, et par suite très-léger à l'hectolitre.

Dans cette expérience, 66h,20 de houille ont donné :

115h,0 de gros coke.
2 ,4 grosse escarbille.
7 ,2 fine escarbille et poussier.

Ou 1 hectolitre de houille a donné :

1h,737 gros coke.
0 ,036 grosse escarbille.
1 ,088 fine escarbille et poussier.

C'est à cause de cette grande variabilité de la mesure du coke au volume que la commission s'est attachée, dans ses expériences, à rapporter tous ses résultats au poids, bien qu'en procédant ainsi elle s'éloignât de la pratique commerciale, qui les mesure toujours à l'hectolitre. Si nous avions suivi cette pratique, on aurait pu penser que nous avions fabriqué le coke trop gros et qu'il avait foisonné à la mesure. D'ailleurs, dans tous les cas, nous avons donné le poids moyen de l'hectolitre, déterminé par un grand nombre de pesées, afin que l'on puisse transformer les poids en unités commerciales.

Revenons maintenant à l'expérience 9.

Le poids du coke tout-venant à vendre est de 53^k,65 fourni par 100 kilogrammes de houille; le volume du gaz produit s'est élevé à 23^m,67. La houille de Mons en gaillettes, extraite de la mine depuis plus de dix mois, a donc fourni les mêmes quantités de coke tout-venant et de gaz que les houilles de même nature qui ont été distillées dans nos premières opérations. De plus, le criblage de ce coke n'a pas donné plus de poussier, car celui-ci ne s'est élevé qu'à 7 p. 100.

Nous avons distillé également des criblures de houille provenant du criblage des gaillettes tamisées que nous brûlons exclusivement dans nos fours à porcelaine, et qui séjournaient depuis plusieurs années, en tas, dans les cours de la manufacture de Sèvres. Elles ont donné également de 22 à 24 mètres cubes de gaz par 100 kilogrammes. Nous n'avons pas songé à peser le coke, parce que cette distillation, qui a eu lieu peu de temps après la publication de notre premier rapport, n'avait pas été faite comme expérience, mais uniquement pour produire le gaz nécessaire à l'éclairage de la manufacture. Le coke renfermait plus de poussier, parce que nos cri-

blures de houille étaient mêlées de beaucoup de poussières terreuses et de schiste très-divisé.

En résumé, nous ne nions pas que certaines houilles, principalement celles qui renferment des pyrites ou des schistes se délitant facilement à l'air, ne puissent s'altérer à la longue et devenir impropres à la fabrication avantageuse d'un coke de bonne qualité ; mais l'expérience que nous venons de citer, et qui a été faite spécialement pour cet objet, montre que l'altération n'est pas sensible pour les houilles de Mons, même au bout de dix mois.

Tableau n° I.

***Gaillettes de Mons** (10 mois d'exposition à l'air); poids 75^k,916 l'hectolitre ras.*
***Coke tamisé à la pelle à grille; poids** 39^k,559 l'hectolitre.*

Dates.	Heures des charges.	Poids de la houille introduite dans les cinq cornues.	Chiffres lus sur le compteur.	Volume de gaz produit d'après le compteur.	Poids du coke produit.	Heures des pesées du coke versé dans la fabrication.	Poids.	Différence entre le coke produit et celui versé dans la fabrication.	Poids du coke emmagasiné.
	h. m.	kil.			kil.	h. m.	kil.	kil.	kil.
7 mai 1855.	5 30 soir.	500	1.329	»		5 30 soir.	142,0		142,0
	10 00	500	1.445	116					
						11 00	220,0		
8.	2 30 mat.	500	1.563	118					
	7 00	500	1.681	118					
	11 30	500	1.795	114		11 30 mat.	118,5		
	4 00 soir.	500	1.918	123					
	8 30					5 30 soir.	186,8		
		500	2.041	123					
	1 00 mat.					9 30	153,4		
9.	5 30	500	2.158	117					
		500	2.274	116					
	10 00					» 30 mat.	105,7		
	2 30 soir.	500	2.389	115					
		»	2.512,5	123,5	3.608,9			2.682,5	2.824,5
Totaux.	. . . . . .	5.000	. . . .	1.183,5	3.608,9	. . . . . .	926,4	2.682,5	2.682,5

RÉSUMÉ.

Consommations totales.		par 100 kil.	Produits totaux.		par 100 kil.
			Gaz.	1.183^{mc},5	23^{mc},670
Houille distillée	5.000^k,0	100^k,528	Coke à vendre	2.682^k,5	53^k,650
Coke brûlé.	926 ,4	18 ,528	Goudron.	377 ,2	7 ,544
			Eaux ammoniacales. . .	664 ,8	7 ,296

9 mai. — Intensité au photomètre : 95 litres pour 42 grammes.

En volumes : 1° On a brûlé pour le chauffage du fourneau, 24 hect. 700 (45 heures).
2° On a relevé après l'opération : 62 hect. 621 gros coke,
7 183 escarbille,
4 533 poussier.

Tableau n° II.

Poussier de houille du bois de Saint-Ghislain; poids 78^{k},398 *l'hectolitre ras.*
Coke tamisé à la pelle; poids 34^{k},30 *l'hectolitre.*

Dates.	Heures des charges.	Poids de la houille introduite dans les cinq cornues.	Chiffres lus sur le compteur.	Volume de gaz produit d'après le compteur.	Poids du coke produit.	Heures des pesées du coke versé dans la fabrication.	Poids.	Différence entre le coke produit et celui versé dans la fabrication.	Poids du coke emmagasiné.
	h. m.	kil.			kil.	h. m.	kil.	kil.	kil.
4 mai 1855.	1 00 soir.	437,8	368	»		1 30 soir.	197,1		197,1
	54 30	438,7	447	79					
	10 00	432,3	536	89		10 00	331,5		
5.	2 30 mat.	442,4	614	78					
	7 00	429,5	693	79					
	11 30	431,9	775	82					
						3 00	96,3		
	4 00 soir.	437,4	863	88					
	8 30	417,9	950	87					
						9 30	301,4		
6.	1 00 mat.	425,9	1.028	78					
	5 30	431,5	1.106	78					
	10 00	429,8	1.184	78					
	2 30 soir.	425,1	1.256	72					
	7 00	»	1.329	73	4.229,0			3.302,7	3.302,7
Totaux.	. . . . . .	5.190,2	. . . . .	961	4.229,0	. . . . . .	926,3	3.302,7	3.499,8

RÉSUMÉ.

Observations — Totales.		par 100 kil.	Produits — Totaux.		par 100 kil.
			Gaz.	961^{mc}	18^{mc},516
Houille distillée.	5.190^{mc},2	100^{k},000	Coke à vendre.	3.302^{k},7	63^{k},633
Coke brûlé.	926 ,3	17 ,847	Goudron.	139 ,6	2 ,689
			Eaux ammoniacales . . .	261 ,1	5 ,030

Intensité au photomètre : 101 litres pour 42 grammes d'huile.

En volumes : 1° On a brûlé pour le chauffage du fourneau, 27 hectolitres (54 heures).
2° On a relevé après l'opération : 88 hect. . . . gros coke,
2 — 417 escarbille,
7 — 190 poussier.

NOTE SUR LA DÉTERMINATION DES GAZ ABSORBÉS PAR L'ÉPURATION.

Pour déterminer la quantité des substances gazeuses absorbables ou absorbées par les épurateurs, relativement au poids du gaz épuré qui se rend dans le gazomètre, nous avons employé deux procédés différents. L'un consiste à recueillir, dans des cloches, sur le mercure, le gaz, à peu près simultanément, avant et après son passage dans les épurateurs, et à déterminer la perte de volume qu'il éprouve dans l'eudiomètre au contact de la potasse caustique. En répétant ces prises de gaz à des intervalles également espacés, pendant la durée d'une même distillation, on peut déduire la quantité moyenne de gaz absorbable qui se produit pendant la durée d'une distillation. Ce procédé donne des résultats très-précis, mais il ne peut être exécuté que dans un laboratoire de chimie pourvu d'appareils convenables.

Nous avons employé un autre procédé qui nous a donné des résultats aussi exacts, et qui peut s'exécuter dans une usine quelconque.

Supposons deux petits compteurs A et B, dont l'un A soit muni d'un petit manomètre à eau. Mettons le compteur A en communication avec un dégagement de gaz, et le compteur B en communication directe avec le compteur A. Il est clair que si nous maintenons constante la pression indiquée par le manomètre à eau du compteur A, le compteur B sera traversé dans le même temps par des quantités parfaitement égales de gaz; au sortir du compteur B, le gaz se dégage d'ailleurs librement dans l'atmosphère. Lors même que les deux compteurs seraient parfaitement réglés, ils indiqueraient des quantités différentes dans cette expérience, puisque le

gaz est sous une plus haute pression dans le compteur A que dans le compteur B ; mais du moment où l'on s'astreint à maintenir toujours constante la pression du manomètre A, le rapport entre les quantités de gaz indiquées par les aiguilles des compteurs sera parfaitement constant, s'il ne s'exerce pas d'action absorbante sur le gaz pendant son trajet de l'un à l'autre, et l'on pourra déterminer ce rapport une fois pour toutes. Supposons que, dans ces conditions, le compteur A marque N divisions, et le compteur B en indique N', le rapport sera $\frac{N'}{N}$. Interposons maintenant entre les deux compteurs un grand flacon rempli *de gros fragments* de pierre ponce imbibée d'une dissolution de potasse caustique, et faisons passer le gaz comme précédemment. Si le gaz ne renferme pas de matière absorbable par la potasse, le flacon interposé ne changera rien aux indications relatives des compteurs, et le rapport $\frac{N'}{N}$ restera le même. Il n'en sera pas ainsi si la potasse absorbe une partie du gaz : dans ce cas, si le volume N' indiqué par le compteur B est maintenu le même, le compteur A indiquera un volume M plus grand que N, précisément de la quantité absorbée par la potasse.

Il est facile maintenant de comprendre la manière d'opérer. On détermine très-exactement, par des expériences préliminaires, les quantités relatives N et N'. Puis on fait passer à travers le système des compteurs, muni du flacon à potasse interposé, le gaz de la fabrication recueilli avant son passage dans les épurateurs, en ayant soin de régler un robinet avant le compteur A, de manière que le manomètre de ce compteur marque toujours la pression normale. On continue cet écoulement uniforme jusqu'à ce que le compteur B ait indi-

qué les N' divisions ; au même moment, le compteur A marque M divisions : N-M exprimeront donc le volume de gaz absorbé par la potasse, et $\frac{N-M}{N'}$, le rapport entre le volume du gaz absorbé et le volume du gaz *parfaitement épuré* qui se dégage dans l'atmosphère.

On fait la même expérience, immédiatement après, sur le gaz recueilli après son passage dans les épurateurs : soit M' le volume indiqué par le compteur A pour un volume constant donné par le compteur B, $\frac{N-M'}{N'}$ sera le rapport entre le volume du gaz absorbé par la potasse et celui du gaz parfaitement épuré qui se dégage dans l'atmosphère.

Ces deux expériences permettront de déterminer : 1° la quantité de gaz absorbable par une épuration parfaite que contient le gaz au sortir des cornues ; 2° la quantité du même gaz absorbable qui reste dans le gaz au sortir des grands épurateurs.

Il est clair que si l'on veut avoir ces données, non plus pour un moment déterminé d'une distillation, mais pour l'opération totale, il faudra faire ces expériences à divers moments, convenablement espacés, d'une même distillation, et prendre la moyenne des résultats obtenus.

On trouvera dans le tableau n° 3 les résultats d'expériences semblables faites dans deux distillations, dont la première avait lieu sur les gaillettes de Mons de l'opération 9, et la seconde sur le menu de Saint-Ghislain de l'opération 10.

Le tableau n° 4 renferme les résultats des analyses eudiométriques faites sur le gaz fourni par les mêmes houilles dans deux autres distillations. En comparant les résultats obtenus par les deux méthodes, on reconnaît qu'ils ne diffèrent que très-peu.

TABLEAU N° III. — *Analyses effectuées sur des gaz recueillis à divers moments de la distillation, au moyen des appareils compteurs.*

12 mai 1855.

EURES des prises de gaz.	NOMBRE des litres de gaz qui traverseraient le compteur dans le cas d'une absorption nulle. Gaz de la fabrication.	Gaz épuré.	NOMBRE des litres traversant le compteur après absorption totale. Gaz de la fabrication.	Gaz épuré.	DIFFÉRENCE ou absorption totale. Gaz de la fabrication.	Gaz épuré.	ABSORPTION totale pour 100. Gaz de la fabrication.	Gaz épuré.	ABSORPTION partielle produite dans les épurateurs pour 100 du gaz de la fabrication.	MOYENNE.
					GAILLETTES DE MONS.					
h. m. Midi 30	1.475	»	1.421	»	54	»	3 ,661	»	2 ,471	1 ,[illegible]
	»	1.475	»	1.457	»	18	»	1 ,220		
1 30	1.475	»	1.428	»	47	»	3 ,186	»	2 ,126	
	»	1.475	»	1.459	»	16	»	1 ,085		
2 30	1.475	»	1.435	»	40	»	2 ,712	»	2 ,048	
	»	1.475	»	1.465	»	10	»	1 ,678		
3 30	1.475	»	1.455	»	20	»	5 ,356	»	0 ,886	
	»	1.475	»	1.468	»	7	»	0 ,474		
13 mai 1855.					HOUILLE MENUE DE SAINT-GHISLAIN.					
Midi 30	1.475	»	1.463	»	12	»	0 ,813	»	0 ,610	0 ,[illegible]
	»	1.475	»	1.472	»	3	»	0 ,204		
1 30	1.475	»	1.461	»	14	»	0 ,949	»	0 ,815	
	»	1.475	»	1.473	»	2	»	0 ,136		
2 30	1.475	»	1.464	»	11	»	0 ,745	»	0 ,679	
	»	1.475	»	1.474	»	1	»	0 ,067		
3 30	1.475	»	1.468	»	7	»	0 ,474	»	0 ,407	
	»	1.475	»	1.474	»	1	»	0 ,067		

OBSERVATIONS.

Épurateurs neufs.
Surface d'épuration : 3^{mq},8877.
Charge en houille : 300^{k}, faite à midi 15'.
Houille analogue à celle distillée dans la première opération.

Épurateurs neufs.
Surface d'épuration : 3^{mq},8877.
Charge en houille : 300^{k}, faite à midi 30'.
Houille semblable à celle distillée dans la première opération.

TABLEAU N° IV. — *Examen des mêmes gaz à l'eudiomètre de M. Regnault.*

15 mai 1855.

HEURES des prises de gaz.	VOLUME du gaz.		PRESSION lue sur le tube manométrique.			Température de l'eau du manchon.	Température extérieure.	Hauteur du baromètre.	ABSORPTION totale pour 100.		Absorption partielle produite dans les épurateurs p^r 100 du gaz de fabrication.	MOYENNES.
	Gaz de la fabrication.	Gaz épuré.	Initiale	Après l'action de la potasse	Différence.				Gaz de la fabrication.	Gaz épuré.		
12 mai.				GAILLETTES DE MONS.								
h. m.			mm.	mm.	mm.			mm.				
Midi 30	»	135	151,1	117,9	33,2	10° 7′	11° 0′	746,05	3,741	»	2,426	1,781
	135	»	57,3	46,6	10,7				»	1,348		
1 30	»	135	134,8	109,3	25,5	11 0	11 0	745,7	2,929	»	1,903	
	135	»	120,4	111,7	8,7				»	1,026		
2 30	»	135	131,0	106,6	24,4	11 2	11 0	745,7	2,815	»	2,121	
	135	»	96,8	90,9	5,9				»	0,709		
3 30	»	135	51,1	42,4	8,7	11 2	11 1	745,7	1,106	»	0,654	
	135	»	98,5	94,7	3,8				»	0,455		
16 et 17 mai 1855.				HOUILLE MENUE DE SAINT-GHISLAIN.								
13 mai.												
Midi 30	135	»	120,9	114,2	6,7	11 25	11 3	750,10	0,778	»	0,647	0,690
	»	135	165,3	164,1	1,2				»	0,132		
1 30	135	»	123,8	115,2	8,1	11 3	11 3	751,0	0,937	»	0,832	
	»	135	201,2	200,2	1,0				»	0,106		
2 30	135	»	183,1	174,9	8,2	11 35	11 4	758,85	0,880	»	0,788	
	»	135	216,6	215,7	0,9				»	0,093		
3 30	135	»	88,4	83,5	4,9	11 45	11 5	758,95	0,585	»	0,492	
	»	135	110,0	109,2	0,8				»	0,093		

OBSERVATIONS.

Épurateurs neufs.
Surface d'épuration : 3^mq,8877.
Charge en houille : 300^k, faite à midi 15′.
Houille analogue à celle distillée dans la deuxième opération.

Épurateurs neufs.
Surface d'épuration : 3^mq,8877.
Charge en houille : 300^k, faite à midi 15′.
Houille semblable à celle distillée dans la première opération.

NOTICE

SUR LE TRAITEMENT DES MINERAIS ARGENTIFÈRES RICHES DE JOACHIMSTHAL EN BOHÊME.

Par M. ADOLPHE PATERA,
Professeur adjoint à l'École impériale des mines de Pzibram.

J'ai fait, il y a déjà plusieurs années, des expériences sur la manière de traiter, avec le plus d'avantage possible, les minerais argentifères riches trouvés récemment dans les mines de Joachimsthal. Le but primitif de ces expériences était d'enlever à ces minerais la totalité de l'argent qu'ils renfermaient ; et à cet effet j'avais employé la méthode d'*extraction*. J'ai cherché depuis à extraire, en même temps que l'argent, le cobalt et le nickel. Mes travaux, conduits sans interruption, m'ont permis de constater que la méthode employée présentait, sous tous les rapports, des avantages incontestables pour l'extraction en grand de l'argent, ainsi que du cobalt et du nickel contenus dans les minerais de Joachimsthal.

On sait, d'après les recherches de Karsten, qu'une partie de l'argent renfermé dans les minerais grillés avec du chlorure de sodium, pour être soumis ensuite à l'amalgamation, passe à l'état de chlorure. Par la suite, Gmelin et Rivero ont proposé d'employer l'ammoniaque à la place du mercure pour extraire le chlorure d'argent ; néanmoins on n'a pas employé ce procédé, si ce n'est en France. Wetzlar a découvert au commencement de ce siècle que le chlorure d'argent

était soluble dans une solution chauffée de sel marin, et M. Augustin, employé des mines du pays de Mansfeld, a ensuite utilisé ce fait pour l'extraction en grand de l'argent.

Comme on n'ajoute pas d'abord le chlorure de sodium aux minerais, qui doivent être préparés pour l'amalgamation au moyen du grillage, et qu'il s'agit dans cette opération de convertir d'abord en sulfates les sulfures métalliques, M. Ziervogel s'abstint complétement de l'usage du chlorure de sodium, et se borna à dissoudre dans l'eau le sulfate d'argent produit par le grillage, et à précipiter le métal lui-même au moyen de lames de cuivre.

Aucune des méthodes que nous venons de citer ne pouvait être appliquée aux minerais récemment découverts à Joachimsthal, et renfermant 5 marcs d'argent par quintal (2 1/2 p. 100), et en outre 5 à 10 p. 100 de cobalt et de nickel. La méthode de M. Augustin était défectueuse, à cause du déchet d'argent considérable qui a lieu par le grillage avec du chlorure de sodium; celle de M. Ziervogel n'était pas applicable non plus, les minerais à traiter renfermant une grande proportion d'arsenic, et donnant par le grillage de l'argent arséniaté, insoluble dans une solution de sel marin.

La méthode proposée par Gmelin et Rivero n'ayant pas encore subi d'épreuve pratique décisive, n'a pu non plus trouver d'emploi pour les minerais de Joachimsthal.

J'ai commencé mes expériences en traitant l'argent sulfuré antimonié, qui est le minerai le plus riche, par une solution de *sulfure de sodium*. Mon intention était de dissoudre le sulfure d'arsenic et de précipiter l'argent à l'état de sulfure pulvérulent, puis de changer le sulfure d'argent en chlorure par l'emploi d'une solution de *cuivre chloruré*, enfin d'extraire le chlorure d'ar-

gent, soit par le *sous-sulfate de soude*, soit par le *chlorure de sodium*.

Ce procédé, parfaitement d'accord avec la théorie, se trouva trop compliqué pour être exécuté sur une grande échelle ; il avait de plus l'inconvénient de ne pas suffire à l'extraction simultanée de l'argent, du cobalt et du nickel. J'entrepris donc une série d'expériences dans le but d'extraire ces trois métaux à la fois, et ces premiers travaux m'ayant donné de bons résultats, je me trouvai à même de soumettre au ministère impérial des finances le plan détaillé d'un procédé en grand, beaucoup moins coûteux que le traitement métallurgique actuellement employé.

Ce procédé comprend les opérations suivantes :

I. Grillage.
II. Solution.
III. Précipitation de l'argent.
IV. Réduction de l'argent.
V. Fusion de l'argent.
VI. Séparation du nickel et du cobalt d'avec l'arsenic et le fer.
VII. Séparation du nickel d'avec le cobalt.
VIII. Précipitation du nickel.
IX. Réduction du nickel.

I. *Grillage.*

Le minerai, livré à l'usine en morceaux de la grosseur d'un pois, est soumis au grillage dans un petit fourneau à réverbère, pendant qu'on fait passer dessus de l'eau à l'état de vapeur d'après le procédé indiqué par M. Regnault. Chaque fournée est d'un demi-quintal (28 kilogrammes) ; le fourneau à réverbère a une sole

pour le chauffage préalable, ainsi que des chambres entre le foyer et la cheminée; sa forme est donc celle qui est en usage dans les usines de Hongrie. Trois tuyères servent à conduire la vapeur sur le minerai chauffé au rouge.

Le grillage se fait à une chaleur très-modérée et en ne remuant le minerai qu'à de longs intervalles. Cinq ou six heures après le commencement de l'opération, le dégagement de vapeurs cesse, et le grillage peut être considéré comme achevé complétement après un feu de six heures. La masse grillée contient l'argent à l'état métallique, et le cobalt, ainsi que le nickel, à l'état d'arséniates jaunes anhydres. La poussière déposée dans les chambres n'est qu'en petite quantité; elle contient seulement de l'arsenic à l'état de métal, des fragments de minerais et des cendres provenant du bois employé pour le chauffage; la portion d'argent renfermée dans cette poussière est faible relativement à la richesse du minerai.

Le grillage, conduit d'après la méthode qu'on vient de décrire, n'entraîne aucun déchet d'argent, par la raison que la décomposition chimique a lieu sous l'influence d'une chaleur assez modérée, et que la majeure partie des substances volatilisées sont condensées par leur contact avec la vapeur d'eau.

On n'a pas diminué d'abord le volume des minerais provenant de la mine en morceaux de la grosseur d'un pois. Ces fragments étaient complétement grillés; néanmoins leur dissolution présentant quelques difficultés et les résidus contenant encore une quantité notable d'argent, je jugeai à propos de les faire moudre, en les humectant, après le grillage, opération qui se fit sans difficulté, le minerai ayant beaucoup perdu de sa consistance par le grillage. Dans la suite, cette seconde

opération devint superflue, les procédés mécaniques fournissant à l'usine des minerais réduits en particules suffisamment tenues.

II. *Solution.*

La solution se fait dans des vases en bois. Des portions de minerai grillé du poids de 37 1/2 livres (20 kilogrammes, correspondant à 1/2 quintal de minerai brut) sont traitées par de l'*acide sulfurique étendu*, à une température de 40° C., qu'on produit par l'introduction de vapeur d'eau. Le résidu est lavé lorsque l'action de l'acide a été prolongée pendant cinq heures.

L'emploi préalable de l'acide sulfurique a pour but d'éloigner le nickel et le cobalt, et de préparer l'argent, insoluble dans l'acide sulfurique étendu, à subir l'action subséquente de l'acide nitrique. On décante, après cinq heures, la solution de nickel et de cobalt sulfatés; puis on soumet le minerai à l'action de l'*acide nitrique étendu*, chauffé aussi à 40° C. au moyen de vapeur d'eau. L'acide attaque énergiquement l'argent en développant des vapeurs rouges intenses. Ce dégagement de vapeurs cesse après quatre ou cinq heures, quoique la solution soit encore fort acide, preuve qu'elle contient tout l'argent que l'acide peut dissoudre à une température de 40° C. : on lave alors le résidu avec de l'eau chaude jusqu'à ce que l'eau de lavage ne contienne plus aucune trace d'argent ou de nickel. Lorsqu'on échauffe jusqu'à l'ébullition, l'acide qui a cessé d'agir à une température de 40° C., et les résidus sur lesquels il a exercé son action, on voit encore se dégager des vapeurs rouges qui prouvent que l'acide continue à opérer sur un reste d'argent et de nickel, et l'argent contenu dans les résidus se réduit jusqu'à 11/200, tandis que les résidus obtenus à une température de 40° C.

renferment encore 15/100 de l'argent contenu dans le minerai brut.

Ces essais, plusieurs fois répétés, prouvent qu'en opérant à une température supérieure à 40° C. on pourrait, sans employer plus d'acide, obtenir une plus grande quantité d'argent.

Les vases de bois, dans lesquels on opère, absorbent une certaine quantité de solutions argentifères. J'ai analysé la cendre de deux pièces de bois provenant d'un vase composé de quatorze de ces pièces. J'ai trouvé 1/2 loth (8g,75) d'argent, ce qui porte à croire que le vase entier, y comprise la pièce du fond, a absorbé près de 4 loths (70 grammes) d'argent métallique. Il serait facile de retrouver cet argent en réduisant en cendre les vases endommagés et en lavant la cendre avec de l'eau chaude, qui laisserait un résidu très-argentifère qu'on ferait passer par les mêmes opérations que le minerai grillé.

Il est d'ailleurs probable qu'en faisant agir l'acide nitrique à une température plus élevée, on obtiendrait la même quantité d'argent en moins de temps et avec une moindre consommation d'acide.

III. *Précipitation de l'argent.*

L'acide nitrique, après avoir agi sur le minerai grillé et traité par l'acide sulfurique, tient en dissolution de l'argent, du nickel, du cobalt, une petite quantité de fer et de l'acide arsénique. L'argent se précipite à l'état de chlorure par l'emploi du chlorure de sodium, et l'on peut accélérer considérablement cette précipitation en agitant la solution, au moyen d'un disque de bois percé de plusieurs trous et fixé au bout d'un manche. On décante, au moyen d'un siphon, la solution de nickel au

fond de laquelle se trouve le chlorure d'argent, et l'on réduit ce chlorure à l'état métallique.

La solution décantée tient encore en suspension des particules fines de chlorure d'argent et de minerai pulvérisé, qu'elle dépose complétement dans un espace d'environ trois heures. Le dépôt est soumis à la réduction avec le reste du chlorure, et la solution, qui ne contient plus que du nickel et du cobalt, est soumise à un traitement ultérieur pour en extraire ces deux métaux.

IV. *Réduction de l'argent.*

Le chlorure d'argent précipité, après avoir été lavé soigneusement, est mis dans un baquet avec de l'eau, auquel on a ajouté une petite quantité d'acide sulfurique. Sa réduction s'opère au moyen de fragments de fer. L'argent métallique est lavé, filtré dans des sacs de toile, pressé et séché. — Ce lavage doit être fait avec soin, sans quoi l'on obtient, en fondant l'argent, des mattes ferrifères (*lech*) ou renfermant de l'arsenic, du cobalt ou du nickel (*speise*), selon que l'argent métallique est resté imprégné d'arséniate de nickel ou de sulfate de protoxyde de fer. Ces sels se réduisent par l'effet du charbon employé pour la fusion, et ils donnent ainsi des produits argentifères qui entravent et compliquent l'opération.

V. *Fusion de l'argent.*

L'argent métallique, obtenu au moyen du fer, est soumis à la fusion dans des creusets de graphite et réduit en lingots. On ajoute une quantité de fondant suffisante pour réduire en scorie les quelques centièmes de minerai grillé, dont on n'a pu complétement dégager l'argent. Il est, du reste, facile d'éviter cet inconvé-

nient en laissant reposer la solution pendant un plus long espace de temps.

VI. *Séparation du nickel et du cobalt d'avec l'arsenic.*

La solution, dont on a séparé par précipitation le chlorure d'argent, est soumise à un traitement particulier pour en retirer le nickel et le cobalt. Pour en séparer l'acide arsénique, j'ai choisi un procédé qui, — dit-on, — est également employé à Birmingham. On ajoute à la solution du *chlorure de fer* obtenu par l'action de l'acide chlorhydrique sur le vitriol de fer calciné. Ce chlorure, ajouté à la solution en proportion suffisante, donne lieu à un arséniate de fer basique, qui se précipite avec un surplus d'oxyde de fer (si l'on a eu soin d'ajouter un excès de chlorure de fer), dès qu'on neutralise la solution avec du *carbonate de chaux*, réduit en poudre fine. L'oxydule de fer ne se sépare que lentement de la solution neutralisée. On peut cependant accélérer cette séparation par la cuisson, et c'est par cette raison, et pour diminuer le volume de la solution libre de fer et d'arsenic, qu'on l'a soumis à l'évaporation dans des chaudières en plomb.

VII. *Séparation du cobalt d'avec le nickel.*

On a ajouté à la solution évaporée, complétement neutralisée et libre de fer et d'arsenic, une solution d'*hypochlorite de chaux* (*chlorkalk*) qui change l'oxydule de cobalt en oxyde, lequel, cessant d'être soluble dans le liquide neutralisé, s'y précipite sous forme de poudre noire. L'hypochlorite de chaux doit être employé avec précaution, puisqu'un excès de cette substance précipiterait le nickel (également sous la forme de poudre noire) et qu'il serait mélangé au cobalt.

On attend que le précipité se soit complétement dé-

posé, puis on en sépare la solution au moyen d'un siphon en verre, et l'on passe l'oxyde de cobalt dans un filtre en toile. Dans presque tous les cas, l'oxyde ainsi obtenu sera suffisamment libre de matières étrangères pour devenir immédiatement un objet de commerce; et si même il n'en était point ainsi, il serait facile de le débarrasser de la très-petite quantité de matières étrangères qui s'y trouveraient mélangées. Des expériences, souvent répétées, ont prouvé que le meilleur moyen de parvenir à ce but était de ne pas précipiter, par l'hypochlorite de chaux, la totalité du cobalt renfermé dans la solution, et d'y laisser plutôt une petite portion réunie au nickel, un léger mélange de cobalt ne détériorant pas sensiblement la qualité du nickel, tandis qu'une très-petite quantité de l'oxyde de ce dernier métal suffit pour diminuer beaucoup la qualité de l'oxyde de cobalt.

VIII. *Précipitation du nickel.*

La solution, neutralisée et débarrassée du cobalt, se traite dans de grands baquets en bois avec de la *chaux* cuite récemment et délayée dans de l'eau. On obtient ainsi un précipité d'oxydule de nickel hydraté qu'on exprime et qu'on sèche, après l'avoir reçu dans des filtres de toile.

IX. *Réduction de l'oxyde de nickel.*

L'oxydule de nickel, après avoir été séché, est chauffé au rouge et réduit en poudre fine : on en fait une pâte, aussi ferme que possible, en y ajoutant 5 p. 100 de farine grossière, du sirop de betterave et de l'eau en quantité suffisante. On comprime cette pâte dans un cadre, puis on la coupe en cubes, qu'on fait sécher aussi vite que possible, afin qu'ils ne soient

pas déformés par la fermentation de la farine; on a soin toutefois de ne pas carboniser les substances organiques qu'ils renferment, ce qui les rendrait cassants.

Ces cubes, après avoir été séchés et enveloppés de charbon pulvérisé, sont fortement chauffés au blanc pour obtenir la réduction de l'oxyde. Le nickel métallique s'agglutine par suite d'un commencement de fusion et conserve sa forme cubique, à moins qu'il ne contienne des matières étrangères. Pour éviter cet inconvénient, il suffit, avant la réduction, de griller l'oxydule avec 10 à 15 p. 100 de *soude*, qui enlève les dernières traces d'arsenic et de soufre. La surface des cubes de nickel est encore rude au toucher; on la polit en agitant les cubes dans un baril rempli d'eau, pouvant tourner autour de son axe. On a pu voir de ces cubes de nickel qui avaient été envoyés à l'Exposition Universelle de Paris.

— Les minerais, sur lesquels j'ai opéré d'après la méthode que je viens de décrire, renfermaient en moyenne 3 p. 100 d'argent, 2 p. 100 de cobalt et 8 p. 100 de nickel. La quantité totale des minerais ainsi traités est de 41 quintaux (2.296 kilogrammes); le déchet d'argent, résultant de ces opérations, s'élève à 155/1.000; les déchets de cobalt et de nickel n'ont pas encore pu être calculés, mais on a tout lieu de croire qu'ils sont très-faibles. La nouvelle méthode est d'ailleurs beaucoup moins coûteuse que celle qu'on a suivie jusqu'à présent. Quoique je ne l'aie encore appliquée qu'aux minerais riches de Joachimsthal, je pense qu'elle n'est avantageuse que pour le traitement de minerais renfermant de l'argent en proportion considérable. Des expériences ultérieures fourniront des données pour modifier la méthode, de manière à l'appliquer avec avantage au traitement de minerais pauvres.

Le procédé que j'ai suivi pour l'extraction de l'argent a produit ce métal à un état de pureté presque absolue; il en est de même du cobalt. Le nickel métallique ne le cède en rien, quant à la forme extérieure, au nickel de Saxe. Une analyse du nickel de Joachimsthal a d'ailleurs été faite dans le laboratoire de l'institut impérial de géologie par M. Charles de Hauer; elle a donné pour résultat :

Nickel.	86,40
Cobalt.	12,00
Fer.	0,22
Soufre.	0,10
Silice.	1.40
Cuivre.	une trace.
	100,12

Pour exécuter cette analyse, on a séparé le fer par l'ammoniaque; puis on a fait passer un courant de chlore à travers la solution, contenant le nickel et le cobalt à l'état d'hydrochlorate; on a ensuite précipité l'oxyde de cobalt au moyen du carbonate de baryte.

Les analyses suivantes démontrent du reste que le nickel que j'ai obtenu est aussi pur que les meilleures espèces qu'on trouve dans le commerce, et qu'il est même supérieur à plusieurs d'entre elles.

ANALYSES de divers nickels du commerce.	NOMS des chimistes qui ont fait l'analyse.	Cobalt.	Nickel.	Fer.	Arsenic.	Antimoine.	Soufre.	Carbone.	Cuivre.	Silice.	Résidu.
I. Nickel de Henkel, à Cassel, extr. de speise provenant d'opérations métallurgiques.	Schnabel.	»	89,25	2,69	»	»	»	»	7,96	»	»
II. Nickel allemand. . .	Laurent.	»	56,25	12,55	»	»	»	»	27,80	»	3,70
III. Nickel allemand. .	*Idem.*	»	54,9	11.3	»	»	»	»	30,10	»	4,0
IV. Nickel anglais. . . .	Lassaigne.	22.1	73,3	1.6	»	»	»	»	trace.	»	3,0
V. Nickel de Dillenburg.	Heusler.	1,25	97,29	0,89	»	»	»	»	0,32	»	»
VI. *Idem*.	Rolke et Soutzos.	6,77	83,15	2 90	4,93	»	»	»	2,25	»	»
VII. *Idem*.	*Idem.*	12,50	75,00	6,58	3,42	»	»	»	1,31	»	»
VIII. Nickel dit de Gersdorff, de Thalhof.	Pohl.	0,250	68,219	21.211	7,976	tr.	tr.	tr.	0,173	1,1	»

NOUVELLES RECHERCHES

SUR LA COMPOSITION DE L'EUKLASE, ESPÈCE MINÉRALE (1).

Par M. DAMOUR.

L'euklase, espèce minérale rapportée de l'Amérique du Sud par le naturaliste Dombey, en 1785, a été analysée successivement par Vauquelin et par Berzélius. Le premier de ces illustres chimistes la trouva composée des éléments suivants :

Silice	35 à	36 p. 100
Alumine	18 à	19
Glucine	14 à	15
Oxyde de fer	2 à	3
	69	73
Perte	31	27
	100	100

Vauquelin attribue la perte de 27 à 31 pour 100, que présente son analyse, *à une certaine proportion d'eau de cristallisation contenue dans le minéral, et probablement aussi à un alcali* qu'il n'avait pu doser. (Lucas, *Tableau des espèces minérales*, t. I, p. 45.)

Plus tard, Berzélius reprit l'analyse de l'euklase et lui assigna la composition suivante :

Silice	0,4322
Alumine	0,3056
Glucine	0,2178
Protoxyde de fer	0,0222
Oxyde d'étain	0,0070
	0,9848

On voit que cette analyse n'indique aucune trace d'eau ni d'alcalis dans l'euklase.

(1) Mémoire présenté à l'Académie des sciences, séance du 30 avril 1855.

Ayant réuni quelques échantillons de cette rare espèce minérale, je cherchai à reconnaître si elle ne renfermait pas quelque matière volatile. On sait que l'euklase se rencontre au Brésil dans le district de Minas-Geraës, en association avec les topazes si abondantes dans cette localité. La topaze renfermant une assez forte proportion de fluor, il y avait lieu de rechercher si l'euklase qui appartient à la même formation, ne contenait pas aussi ce même élément. Pour m'en assurer, j'introduisis quelques décigrammes de ce minéral dans un petit creuset de platine n'ayant que 12 millimètres de diamètre à son ouverture. A ce creuset était ajusté à frottement un tube de verre d'environ 3 décimètres de longueur, et entouré d'une lame de platine dans sa partie en contact avec le creuset. J'ai fait chauffer la matière contenue dans le creuset à la température du rouge blanc, à l'aide de la lampe-chalumeau de M. H. Deville. De nombreuses gouttelettes liquides se sont alors condensées le long des parois intérieures du tube de verre, qui s'est aussi trouvé recouvert d'un léger enduit blanchâtre à sa partie inférieure, auprès du creuset contenant le minéral calciné. Le liquide condensé dans le tube exerçait une réaction acide sur le papier bleu de tournesol. La matière calcinée avait perdu sa transparence et ressemblait à du gypse cuit. Ce premier essai me décida à entreprendre une analyse de l'euklase, en prenant à tâche de recueillir et de doser directement les produits que la chaleur en fait dégager.

J'ai d'abord cherché à vérifier quelle était la perte totale que le minéral pouvait subir lorsqu'on l'exposait à la température du rouge blanc, nécessaire pour l'amener au point de fusion.

1re expérience :
0g,9620 ont perdu par calcination 0g,0620, soit 0,0644 pour 1 gr.
2e expérience :
0g,9970 ont perdu par calcination 0g,0640, soit 0,0642 pour 1 gr.
3e expérience :
0g,8010 ont perdu par calcination 0g,0515, soit 0,0641 pour 1 gr.
4e expérience :
0g,7195 ont perdu par calcination 0g,0462, soit 0,0642 pour 1 gr.

Dans les trois premières expériences, l'euklase a été calcinée dans un creuset de platine jusqu'au point de fusion : à cet état, elle formait un émail blanc mat qui adhérait fortement aux parois du creuset.

Dans la quatrième expérience, 0,7195 d'euklase en gros fragments étant chauffés au rouge sombre dans un creuset de platine, pendant un quart d'heure, n'ont pas perdu de leur transparence ni de leur poids. Chauffés ensuite au rouge cerise produit par la simple flamme d'une lampe à alcool à double courant d'air, il a fallu prolonger cette calcination pendant trois heures pour leur faire perdre 0g,0435, soit 0g,0604 pour 1 gramme. Exposés à cette même température pendant une heure de plus, leur poids est resté invariable. Enfin, à la température du rouge blanc, le minéral a perdu en tout 0g,0462, soit 0g,0642 pour 1 gramme.

Pour déterminer d'une manière plus directe la nature et la proportion de matières volatiles dégagées par la chaleur, j'ai employé l'appareil suivant :

Le minéral, en fragments grossiers, étant placé dans une nacelle en platine tarée, a été introduit au milieu d'un tube de même métal ayant 41 centimètres de longueur et 15 millimètres de diamètre intérieur ; l'une des extrémités de ce tube était terminée par un cylindre plus étroit de même métal s'ajustant, à l'aide d'un bouchon de liége, dans un tube de verre taré ayant la forme d'un fer à cheval. Ce tube de verre plongeait, à

sa partie courbe inférieure, dans un vase rempli d'eau à la température de l'air ambiant, et communiquait, par son extrémité libre, avec un grand flacon rempli d'eau et destiné à servir d'aspirateur. L'air extérieur n'entrait par l'extrémité libre du tube en platine qu'en traversant un tube de verre de faible diamètre et garni de tampons d'amianthe. L'appareil étant préalablement desséché, on a établi le courant d'air au moyen de l'aspirateur, puis avec la lampe de M. Deville on a fortement chauffé le tube en platine dans sa partie correspondant à la nacelle contenue à son intérieur. Les matières volatiles dégagées par la calcination n'ont pas tardé à se déposer sur les parois du tube de verre, en le recouvrant d'un léger enduit blanc à la partie qui s'ajustait au tube en platine. La calcination étant terminée, on a détaché le tube de verre renfermant le liquide condensé, et l'on en a pris le poids. L'augmentation de poids qu'il avait subie représentait les matières condensées. D'un autre côté, la diminution de poids observée sur la nacelle contenant le minéral calciné a servi de contrôle. Deux expériences répétées dans ces mêmes conditions, et avec des quantités différentes de matière, ont donné les résultats suivants :

1gr,0800 ont laissé dégager par calcination...........	gr. 0,0670,	soit gr. 0,0620 pour 1 gr.
Le tube condensateur a présenté une augmentation de poids de	0,0640,	soit 0,0592 pour 1 gr.
Différence.....	0,0030	0,0623
1gr,5400 ont laissé dégager....	0,0960,	soit 0,0623 pour 1 gr.
Le tube condensateur a présenté une augmentation de poids de	0,0920,	soit 0,0597 pour 1 gr.
Différence.....	0,0040	0,0026

On voit, dans ces dernières expériences, que le dégagement de matières volatiles donne des nombres

moins élevés que ceux qui se trouvent exposés plus haut. Cette différence tient à ce que la calcination, dans l'appareil employé en dernier lieu, ne pouvait être aussi forte ni aussi complète que celle qui se produit dans un creuset exposé directement à la flamme de la lampe-chalumeau. En calcinant de nouveau la même matière dans un creuset de platine, j'ai observé une diminution de poids qui correspondait aux résultats des deux premières expériences.

On remarque aussi une légère différence entre les nombres représentant la perte subie par le minéral et ceux qui expriment la quantité de matières volatiles condensées. L'appareil de condensation que j'ai employé ne pouvait me donner que des résultats approximatifs; mais il m'importait surtout de recueillir les produits volatils, pour être en état de les transvaser et d'étudier leur nature. Une différence de 2 à 3 milligrammes entre les quantités de matières volatilisées et les quantités recueillies ne pouvait, dans le cas dont il s'agit, exercer une influence sensible sur les résultats.

Le liquide recueilli dans le tube condensateur était incolore, limpide, et exerçait une réaction acide sur le papier bleu de tournesol. Étendu d'eau distillée, il s'est légèrement troublé et a laissé déposer quelques flocons de silice gélatineuse. On l'a filtré et traité par le nitrate d'argent, qui n'y a pas fait naître de précipité. L'ammoniaque en a séparé quelques flocons de silice gélatineuse. La liqueur filtrée étant traitée par le nitrate de chaux ammoniacal, a donné un faible précipité blanc. Ce précipité, recueilli et traité par l'acide sulfurique dans un petit creuset de platine, a donné des vapeurs qui ont corrodé une lame de verre placée au-dessus : ces vapeurs étaient par conséquent de l'acide fluorhydrique. Le tube condensateur ayant été lavé

et séché, n'a laissé apparaître que de très-légères traces de corrosion dans la partie seulement qui s'ajustait à l'extrémité du petit cylindre en platine.

D'après ces expériences, je suis porté à admettre que c'est à la présence de l'eau de combinaison qu'il faut attribuer la majeure partie des matières volatiles contenues dans l'euklase. Ce minéral renferme aussi, mais en faible proportion, comme je crois l'avoir démontré, du fluor ou de l'acide fluorhydrique. Prenant en considération les résultats de la quatrième expérience exposée plus haut, et d'après lesquels la matière chauffée au rouge cerise a perdu $0^g,0604$, et n'a plus varié de poids après avoir été maintenu pendant plus d'une heure à cette température, j'admettrai que le nombre 0,0604 représente la proportion d'eau combinée : or la perte totale au rouge blanc étant de $0^g,0642$, la différence $0^g,0038$ représenterait la proportion du fluor et du fluorure de silicium dégagés. Cette proportion est si faible et les méthodes actuelles pour doser ces corps sont si incomplètes, que je n'ai pu les déterminer plus directement.

L'analyse de l'euklase a été faite par les procédés suivants, sur des quantités de matière pesant de 7 à 9 décigrammes.

Le minéral, préalablement calciné au rouge blanc et réduit en poudre fine à l'aide d'un mortier d'acier, puis lavé avec de l'acide chlorhydrique, séché et tamisé, a été intimement mêlé avec 80 à 85 p. 100 de son poids de carbonate de chaux artificiellement préparé (méthode de M. H. Deville). On a fondu le mélange à l'aide de la lampe à essence de térébenthine, et l'on a obtenu ainsi un verre bleu verdâtre pâle un peu bulleux. Ce verre a été réduit en poudre fine, et l'on en a pesé une certaine quantité, pour l'attaquer ensuite par

l'acide azotique étendu d'eau. Le verre s'est laissé dissoudre en presque totalité : quelques flocons de matières siliceuses flottaient dans la liqueur acide. On a fait évaporer l'acide à une chaleur modérée, et l'on a exposé le résidu sec à une température d'environ 400 degrés, jusqu'à dégagement bien évident de vapeurs rougeâtres. La masse refroidie a été humectée de nitrate d'ammoniaque, puis chauffée avec une dissolution concentrée du même sel jusqu'à cessation complète de dégagement d'odeur ammoniacale. La chaux s'est entièrement dissoute dans le nitrate d'ammoniaque, tandis que les autres bases et la silice y sont restées insolubles. On a filtré la liqueur contenant la chaux, et l'on a précipité cette terre par l'oxalate d'ammoniaque. L'oxalate de chaux recueilli et fortement calciné a donné de la chaux caustique. On a comparé la quantité de chaux obtenue avec celle que l'on avait ajoutée pour attaquer le minéral; on a constaté alors un léger excédant de chaux qui appartient à la constitution de l'euklase.

La liqueur séparée de l'oxalate de chaux a été évaporée à siccité, et la masse saline chauffée à la température nécessaire pour chasser les sels ammoniacaux. Il est resté un résidu fixe pesant 2 à 3 milligrammes, d'une nature terreuse, qui m'a présenté les caractères de la glucine : je n'y ai pas trouvé d'alcalis.

Les matières restées insolubles dans le nitrate ammoniacal ont été traitées par l'acide azotique concentré. L'alumine, la glucine, l'oxyde de fer ont été dissous; la silice restée insoluble a été recueillie et pesée. On l'a traitée ensuite par l'acide fluorhydrique, qui l'a volatilisée à l'état de fluoride silicique, en laissant un résidu peu abondant, contenant de l'alumine et de la glucine, dont on a pris le poids pour le retrancher du poids de la silice.

La dissolution azotique contenant l'alumine, la glucine et l'oxyde de fer, a été évaporée à siccité, à une chaleur de 60 à 70 degrés. Le résidu, repris par l'eau acidulée d'acide azotique, s'est redissous en abandonnant un peu de silice gélatineuse qu'on a recueillie. La liqueur filtrée a été versée dans une dissolution concentrée de potasse caustique. L'alumine et la glucine, précipitées d'abord, se sont redissoutes en presque totalité; une faible proportion de ces deux bases est restée unie à l'oxyde de fer insoluble. On a étendu de beaucoup d'eau la liqueur alcaline, qu'on a fait bouillir ensuite dans une grande capsule en platine. La glucine s'est bientôt précipitée en flocons blancs. Elle a été recueillie et lavée avec du nitrate ammoniacal, pour en séparer les traces de potasse qu'elle avait pu retenir. La liqueur alcaline qui contenait l'alumine en dissolution a été saturée d'acide azotique; on a précipité ensuite l'alumine par le carbonate ammoniacal.

J'ai fait une recherche spéciale de l'oxyde d'étain, déjà constaté dans l'euklase par Berzélius. Le minéral a été fondu avec quatre fois son poids de carbonate de soude. On a traité par l'eau chaude la masse fondue : le carbonate alcalin s'est dissous, entraînant une notable proportion de silice qu'on a précipitée au moyen d'une addition suffisante de carbonate ammoniacal. On a filtré la liqueur pour recueillir le dépôt insoluble. Ce dépôt, contenant la silice et les différentes bases, a été dissous dans l'acide chlorhydrique et la dissolution acide évaporée à siccité. La masse sèche, reprise par un peu d'acide chlorhydrique et une grande quantité d'eau, a laissé déposer la silice, qu'on a recueillie et pesée. Cette silice, traitée par l'acide fluorhydrique, s'est volatilisée en laissant un faible résidu de glucine.

La liqueur chlorhydrique, séparée de la silice, a été

soumise à l'action d'un courant d'hydrogène sulfuré. Après la saturation complète de cette liqueur et un repos de vingt-quatre heures, il s'est formé un dépôt de sulfure d'étain très-peu volumineux, mais facilement reconnaissable à sa couleur jaune brunâtre. Ce sulfure, grillé au contact de l'air, a donné de l'oxyde d'étain qu'on a pesé et qu'on a ensuite réduit sur le charbon à l'état métallique, pour mieux déterminer sa nature. Deux analyses faites par ce dernier procédé m'ont permis de vérifier ainsi la présence de l'étain dans l'euklase.

La liqueur, séparée du sulfure d'étain, a été saturée par le sulfhydrate d'ammoniaque, qui a précipité l'alumine, la glucine et le fer (ce dernier à l'état de sulfure), qu'on a séparés ensuite en les traitant par la potasse caustique, suivant la méthode précédemment indiquée.

La liqueur ammoniacale séparée de la silice et des autres bases étant traitée par l'oxalate d'ammoniaque, a donné une petite quantité d'oxalate de chaux.

Quatre analyses m'ont donné, pour la composition de l'euklase, les nombres suivants :

	I.	II.	III.	IV.	Moyenne.	Oxygène.	Rapports.
Silice.	0,4156	0,4167	0,4151	0,4177	0,4163	0,2161	4
Alumine.	0,3354	0,3415	0,3435	0,3425	0,3407	0,1592	3
Glucine.	0,1695	0,1705	0,1690	0,1696	0,1697	0,1073	2
Chaux.	0,0020	0.0015	0.0012	0,0009	0,0014	»	»
Oxyde ferreux.	0,0127	0,0110	0,0094	0.0081	0,0103	»	»
Protoxyde d'étain.	»	»	0,0026	0,0042	0,0034	»	»
Eau.	0,0604	»	»	»	0,0604	0,0537	1
Fluor.	0,0038	»	»	»	0,0038	»	»
					1,0060		

En ne considérant comme parties essentielles à la constitution de cette espèce minérale que la silice, l'a-

lumine, la glucine et l'eau, les quantités d'oxygène appartenant à chacun de ces principes constituants sont entre elles comme 4 : 3 : 2 : 1 ; ce qui permet de représenter la composition de l'euklase par la formule :



Dans cette formule, j'admets que la glucine a pour équivalent le nombre 158,084 déterminé par M. Awdejew, et qui paraît bien confirmé par les importants travaux de M. Debray sur le glucium et ses composés.

Le calcul donne :

$4\dddot{\mathrm{Si}}$	=	2311,112	=	0,4185
$3\dddot{\mathrm{Al}}$	=	1925,400	=	0,3486
$6\dot{\mathrm{Be}}$	=	948,504	=	0,1718
$3\dot{\mathrm{H}}$	=	337,500	=	0,0611
		5522,516		1,0000

L'oxyde de fer paraît entrer dans l'euklase comme matière accidentelle modifiant les nuances de coloration que présente ce minéral. Le mélange est quelquefois très-apparent sur certains cristaux d'euklase qui se montrent pénétrés en tous sens par des lamelles brillantes de fer oligiste.

Le fluor et l'étain s'y trouvent aussi en trop faible proportion pour figurer dans la formule que je viens de proposer; mais la présence bien constatée de ces éléments dans l'euklase semble offrir de l'intérêt en ce qu'elle peut servir en quelque sorte de témoin indicateur du mode de formation particulier à cette espèce minérale. Il est à présumer que l'euklase appartient à cette classe de minéraux qui, comme la topaze, la tourmaline, l'émeraude, certains amphiboles, pyroxènes, etc., ont été produits par l'action des fluorures

ca des chlorures volatils sur les roches de diverse nature avec lesquelles ces corps gazeux se sont trouvés en contact, ainsi que l'ont fait voir les récentes et remarquables expériences de M. Daubrée.

Je n'ai rien à ajouter sur ce que l'on connaît déjà des caractères physiques de l'euklase. M. Beudant avait admis, pour la densité de cette espèce, le nombre 3,060; en opérant sur 3^g,0670 de cristaux bien nets, j'ai obtenu à la température de + 13° C. le nombre 3,098, qui se trouve exprimé dans le *Traité de minéralogie* de M. Dufrénoy.

NOTE SUR UN PÉRIDOT TITANIFÈRE,

Par M. DAMOUR.

Le minéral qui fait l'objet de cette note, et que j'ai observé pour la première fois dans la collection de M. Adam, se trouvait désigné sous le nom de grenat ferrifère, de Pfunders en Tyrol. Il se présente en masses noduleuses engagées dans une roche de talc serpentineux traversé par des veines de chaux carbonatée laminaire et peut, au premier aspect, se confondre aisément avec certains grenats amorphes. M. Adam ayant bien voulu me confier l'échantillon qu'il possède, pour en étudier les caractères, j'eus bientôt lieu de reconnaître que ce minéral, essentiellement formé de silice et de magnésie avec un peu d'acide titanique, d'oxyde de fer et d'eau, ne pouvait rester classé parmi les grenats.

Sa couleur est le rouge brunâtre, rouge cannelle; réduit en minces fragments, il montre une transparence assez complète. Sa poussière est jaune-orangé.

Il raye le verre et est rayé par le quartz.

Sa forme, que je n'ai pu encore observer que sur des cristaux incomplets dégagés, au moyen de l'acide acétique, du calcaire cristallin qui les enveloppe, présente des faces qui, d'après leur aspect extérieur, semblent indiquer un prisme rectangulaire.

Sa densité est de 3,250 à + 10 degrés centigrades.

Il n'exerce aucune action sur le barreau aimanté, lorsqu'on a soin de le séparer bien exactement du fer oxydulé qui le pénètre en tous sens.

Chauffé à la flamme du chalumeau, il ne se fond pas; mais dès qu'il atteint la température du rouge blanc, il éclate, se divise en fragments et lance autour de lui de petites étincelles. Si l'on opère cette calcination dans un creuset de platine surmonté d'un tube de verre, le même phénomène de décrépitation et d'incandescence se reproduit également, lorsque le minéral n'a pas été réduit en poudre, et les parois intérieures du tube se recouvrent de quelques gouttelettes d'eau. Après cette calcination, la matière présente une teinte brune foncée. Si l'on réduit le minéral en poudre fine et qu'on le chauffe dans le même appareil, la décrépitation n'a plus lieu, bien qu'on observe encore un dégagement et une condensation de vapeurs d'eau. Une température voisine du rouge blanc est nécessaire pour opérer le complet dégagement de l'eau : on ne pourrait en constater la présence en chauffant le minéral dans un simple tube de verre, exposé à la flamme d'une lampe à alcool, comme on le pratique habituellement dans l'essai des minéraux hydratés.

Fondu avec le sel de phosphore, il se dissout en laissant un squelette de silice, et lui communique, au feu de réduction, une faible coloration bleuâtre indiquant la présence du titane.

Fondu avec le borax, il donne, au feu de réduction, un verre incolore et la réaction du manganèse au feu d'oxydation.

Les acides nitrique, chlorhydrique, sulfurique l'attaquent aisément lorsqu'il a été réduit en poudre impalpable : on observe alors dans la liqueur acide une matière blanche, floconneuse, qui reste en suspension sans se dissoudre entièrement. Concentrée par l'évaporation, cette liqueur se réduit en gelée.

Analyse. — Le minéral réduit en poudre fine par la

lévigation a été dissous, à chaud, dans l'acide azotique. On a évaporé à siccité la liqueur acide, et l'on a fait chauffer le résidu jusqu'à dégagement de vapeurs rutilantes bien foncées. On a traité la masse sèche par une dissolution concentrée de nitrate d'ammoniaque et l'on a fait bouillir le tout, pendant quelques heures, dans une capsule de platine recouverte d'un entonnoir de verre, en ajoutant de temps en temps un peu de nitrate d'ammoniaque jusqu'à ce que le dégagement de vapeurs ammoniacales eût complétement cessé. On a décanté la liqueur saline qui a retenu en dissolution la magnésie contenue dans la matière analysée. La silice, l'acide titanique, les oxydes de fer et de manganèse sont restés sans se dissoudre (A.) : on les a lavés à plusieurs reprises et l'on a filtré la liqueur contenant le nitrate d'ammoniaque et la magnésie. Cette liqueur a été évaporée à siccité, et le résidu, chauffé peu à peu jusqu'au rouge cerise a laissé dégager le nitrate d'ammoniaque; la magnésie est restée fixe.

Les matières insolubles dans le nitrate d'ammoniaque (A.) ont été traitées par l'acide nitrique à une température de + 70 degrés centigrades. Les oxydes de fer et de manganèse se sont dissous en presque totalité : la silice et l'acide titanique sont restés insolubles (B.). On a ajouté un peu d'acide sulfurique à la dissolution des nitrates de fer et de manganèse, qu'on a fait ensuite évaporer à siccité et l'on a chauffé le résidu jusqu'au rouge sombre. La masse calcinée reprise par l'eau chaude a laissé dissoudre le manganèse à l'état de sulfate manganeux, tandis que l'oxyde ferrique provenant de la décomposition du sulfate de fer, par l'effet de la calcination, est resté insoluble; on a pris le poids de cet oxyde. Le sulfate manganeux séché

et chauffé au rouge sombre a servi à évaluer la proportion de l'oxyde manganeux.

La silice et l'acide titanique séparés des oxydes de fer et de manganèse (B.) ont été traités par l'acide sulfurique chauffé jusqu'au degré de vaporisation. On a fait dissoudre ainsi la majeure partie de l'acide titanique à l'état de sulfate. La liqueur acide séparée de la silice a été sursaturée d'ammoniaque. L'acide titanique s'est précipité à l'état d'hydrate en flocons blancs. Recueilli sur un filtre, puis séché et calciné, cet acide s'est fortement resserré et est resté coloré en brun pâle, par la présence d'une faible proportion d'oxyde de manganèse dont on n'avait pu le séparer complétement. Fondu avec le sel de phosphore au feu de réduction, cet acide titanique a donné la coloration bleue violacée qui le caractérise.

La silice a été pesée et traitée ensuite par l'acide fluorhydrique : elle s'est volatilisée à l'état de gaz fluosilicique en laissant un faible résidu d'acide titanique dont on n'avait pu la débarrasser complétement par l'action de l'acide sulfurique.

Pour doser l'eau, on a introduit 1 gramme du minéral en poudre fine dans un petit creuset de platine auquel on avait ajusté à frottement un tube de verre d'environ 3 décimètres de longueur; puis on a chauffé fortement, à la lampe, le fond du creuset. Des gouttelettes d'eau se sont condensées sur les parois intérieures du tube. Après son refroidissement, on a équilibré le tube sur le plateau de la balance, puis on l'a chauffé pour vaporiser l'eau. On l'a équilibré de nouveau et la différence en poids a indiqué la proportion d'eau dégagée.

Dans une autre expérience, on a chauffé le minéral à différentes températures pour observer le degré ap-

proximatif auquel s'opérait le dégagement de l'eau.

0g,9700 de matière chauffée à + 300 degrés n'ont rien perdu de leur poids.

Au rouge sombre, le poids s'est réduit à 0g,9680.

Au rouge vif de la lampe à alcool à double courant d'air, il n'y a pas eu de nouvelle diminution de poids.

Au rouge voisin du rouge blanc, le poids s'est réduit à 0g,9550.

Au rouge blanc obtenu avec la grande lampe de M. H. Deville, le poids s'est réduit à 0g,9530.

Ainsi la perte totale sur 0g,9700 ayant été de 0g,0170 équivaut à 0g,0175 pour 1 gramme de matière.

On a aussi traité le minéral par l'hydrogène, dans un tube en platine, à la température du rouge voisin du rouge-blanc. Après l'opération, la matière avait perdu sa couleur jaune orange et avait pris la teinte noire bleuâtre foncée. L'oxyde de fer s'est trouvé réduit à l'état de fer métallique. La perte en eau et en oxygène a été de 0g,0292 sur 1 gramme. La matière, après ce traitement par l'hydrogène, était encore facilement attaquable par l'acide sulfurique avec dégagement d'hydrogène.

L'analyse a donné les résultats suivants :

		Oxygène.	Rapports.
Silice.	0,3630	0,1885	1
Acide titanique. . .	0,0530	0,0211	
Magnésie.	0,4965	0,1950	1
Oxyde ferreux. . . .	0,0600	0,0133	
Oxyde manganeux.	0,0060	0,0013	
Eau.	0,0175	0,0155	
	0,9960		

Une autre analyse faite sur un échantillon qui présentait plus de transparence que le premier, a donné les résultats suivants :

		Oxygène.	Rapports.
Silice	0,3687	0,1914	1
Acide titanique. .	0,0351	0,0140	
Magnésie	0,5014	0,1970	1
Oxyde ferreux. . .	0,0621	0,0141	
Oxyde manganeux.	0,0060	0,0013	
Eau.	0,0171	0,0150	
	0,9904		

Un gramme de la même matière étant calciné dans un courant d'hydrogène a subi une diminution de poids s'élevant à . . . . gr. 0,0297

Si l'on en retranche le poids de l'eau dosée à part. . . 0,0171

Il reste pour le poids de l'oxygène combiné avec le fer. 0,0126

Après cette calcination dans l'hydrogène, la poudre du minéral avait pris une teinte gris de fer : elle s'est dissoute assez facilement dans l'acide sulfurique avec dégagement d'hydrogène.

Les résultats qui viennent d'être exposés semblent annoncer que le fer existe, dans ce minéral, à l'état d'oxyde ferreux, au moins pour la plus forte part : une faible proportion d'oxyde ferrique peut s'y trouver également mêlée et jouer le rôle de matière colorante.

On voit dans cette combinaison que la silice et la magnésie sont à peu près dans le rapport de 1 : 1 ; mais il me paraît assez difficile de se rendre compte du rôle que peuvent y jouer l'acide titanique et l'eau. Ces dernières substances sont-elles accidentellement mêlées au minéral ou bien font-elles essentiellement partie de sa composition? Je serais porté à admettre plus volontiers cette dernière hypothèse en considérant les propriétés du minéral et particulièrement celle de ne perdre son eau qu'à la chaleur rouge cerise et de montrer ce phénomène remarquable de décrépitation et d'incandescence lorsqu'il atteint la température du rouge-blanc.

Quoi qu'il en soit, la substance dont je viens de faire connaître la composition me paraît se rapprocher beaucoup du péridot, si même elle ne se confond pas avec cette dernière espèce : j'ai cru devoir la signaler à l'attention des minéralogistes. Le péridot ne se rencontre habituellement que dans les terrains basaltiques et volcaniques : M. Dufrénoy, dans son *Traité de minéralogie*, mentionne un échantillon de cette espèce minérale engagé dans une roche de pegmatite. On ne connaît pas le gisement du péridot qui arrive des contrées du Levant en morceaux assez volumineux pour être taillés et employés dans la bijouterie. Le minéral que je viens de décrire ayant pour gangue une roche talqueuse avec veines de chaux carbonatée cristalline, ne provient évidemment pas d'un terrain volcanique; et j'ai tout lieu de croire qu'il a été réellement trouvé à Pfunders, en Tyrol, ainsi que le porte l'étiquette apposée sur l'échantillon que M. Adam a eu l'obligeance de me confier.

MACHINE A FORER DES TUYAUX EN PIERRE.

Par M. CHAMPONNOIS,
architecte à Beaune (Côte-d'Or).

La machine que j'emploie pour forer des tuyaux en pierre est installée sur un châssis en bois solidement établi, fixé au sol et contre un mur. Ce châssis porte un plateau en chêne AB (Pl. II, *fig.* 1 et 2) percé de cinq ouvertures cylindriques, assez grandes pour laisser passer des tambours contenant les pierres à perforer. Aux traverses inférieures CD sont fixées les mèches E, F, G qui doivent opérer le percement, ainsi que les embases en fonte, garnies de leurs mordants servant à faire les manchons et portées de chaque tube. Aux traverses supérieures K, L sont suspendues cinq caisses mobiles et doubles M, N, O glissant l'une dans l'autre.

La mèche SF a, emmanchée dans une barre de fer, une grosseur proportionnée au diamètre de l'ouverture qu'on veut obtenir. Cette barre, immobile, est saisie dans une embase en fonte, solidement fixée au moyen de clefs ou de boulons en fer aux traverses CD, et qui peut s'enlever facilement en faisant sauter la clef, afin de pouvoir extraire la mèche lorsque la pierre est percée. La mèche en acier s'enlève elle-même facilement à la main, afin de la réparer et la changer au besoin.

L'embase est composée d'une pièce cylindrique en fonte recevant la tringle en fer, qui guide la pierre à mesure qu'elle descend; celle-ci arrive sur trois mordants mobiles V en acier, coulissant dans trois rainures

pratiquées dans l'embase en fonte, au moyen de vis de rappel ou de clefs X, ce qui permet de varier le diamètre des feuillures que l'on veut pratiquer à l'extrémité des tuyaux suivant que le besoin l'exige.

La caisse est en chêne et double; la première ou caisse extérieure supporte l'engrenage qui la commande et est suspendue par une bride en fer Y qui tourne sur la tête d'un boulon Z. La partie en dessous de l'engrenage est cylindrique; elle roule contre des galets en fonte N, retenus par des consoles mobiles en fer; cette caisse est suspendue à un centimètre au-dessus de la plate forme AB, sur laquelle elle ne porte nullement, si ce n'est ce qui évite entièrement le frottement, sur la tête des boulons; cette caisse est cerclée en fer; un de ses côtés s'ouvre au moyen de charnières et de crochets, afin de donner la facilité d'introduire dans l'intérieur la seconde caisse qui contient la pierre à percer.

Il y a entre les deux caisses assez de jeu pour que la seconde puisse glisser librement dans la première. La caisse intérieure ainsi que la pierre qu'elle contient pèsent de tout leur poids sur la mèche; ce poids suffit pour que la pierre se perce assez promptement.

Cette machine peut être mue, soit à bras d'homme, soit par un manége, un cours d'eau ou une machine à vapeur, imprimant un mouvement de rotation au pignon en fonte, qui commande un engrenage conique; la roue horizontale porte à son pourtour d'autres dents verticales qui commandent les quatre autres roues. Les tambours ainsi mis en mouvement, le transmettent aux pierres placées dans les caisses intérieures, lesquelles descendent à mesure que le forage se fait, jusqu'à ce que les pierres soient percées sur toute leur longueur. Alors la pierre porte sur les mordants V placés dans les

coulisses de l'embase en fonte. Ces mordants enlèvent toute la partie quarrée de la pierre sur une profondeur de 5 à 6 centimètres, et l'arrondissent régulièrement; par ce moyen, la feuillure nécessaire pour l'emboîtement des corps de tuyaux se produit d'elle-même.

Pour façonner l'autre extrémité des tuyaux formant manchon, on remplace les mordants par un alésoir en fer et acier qui élargit l'ouverture de 6 centimètres, et donne une partie femelle de même profondeur que la partie mâle du tuyau.

Au moyen de cette machine très-simple, on obtient des tuyaux en pierre percés très-régulièrement, formant manchon d'un bout; et de l'autre présentant la partie qui doit pénétrer dans ce manchon; on peut percer des tubes de tout diamètre intérieur, ainsi que de toute longueur, en variant les dimensions des caisses.

Ces tuyaux peuvent remplacer avec avantage et économie ceux en fonte et en terre cuite pour les conduites d'eau, pour les fontaines, conduites de gaz pour l'éclairage, conduits d'air, conduits de lieux d'aisance, ainsi que pour le drainage; ces tuyaux se scellent au moyen de ciment hydraulique, et, par leur forme quarrée, ils offrent une bien plus grande solidité et sont beaucoup plus faciles à poser que les tubes ronds en fonte ou en terre cuite. De plus, ils offrent une grande économie de prix sur ceux en fonte d'épaisseur ordinaire, tout en possédant une solidité presque égale.

Ils ont, en outre, l'avantage immense de n'avoir aucune action sur les eaux chargées d'oxyde de fer et de carbonate de chaux, qui se déposent dans les tuyaux de fonte, et finissent en très-peu de temps par obstruer entièrement les conduites, ainsi qu'on l'a éprouvé dernièrement encore dans les conduites d'eau de la ville de Grenoble. On sait que cet inconvénient a conduit à

abandonner les conduites en fonte auxquelles on substitue aujourd'hui des tuyaux en ciment romain.

Cet inconvénient n'existe plus avec mes tuyaux en pierre; car les calcaires ne tendent nullement à décomposer l'eau, et ne peuvent y provoquer la formation des dépôts.

Le tableau que je donne ici résume, d'ailleurs, tout ce qui concerne l'emploi de ces tuyaux, et il permet de comparer leurs avantages avec ceux des tuyaux en fonte.

Prix comparés du mètre courant de tuyaux en fonte et en pierre de divers diamètres.

TUYAUX EN FONTE.					TUYAUX EN PIERRE.									
Diamètres.	Poids.	Prix.	Pose.	Prix posé.	Largeur.	Épaisseur.	Cube.	Poids.	Prix.	Perforage.	Pose.	Prix de revient.	Bénéfice.	Prix posé.
m	k.	fr.	fr.	fr.	m.	m.	m.	k.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr
0,068	18	5,40	1,60	7,00	0.19	0,19	0,036	70	1,10	1,50	0,40	3,00	1,00	4,00
0,081	22	6,60	1,70	8,30	0,20	0,20	0,040	77	1,20	1,60	0.50	3,30	1,20	4,50
0,108	31	9,30	1,90	11,20	0,23	0,23	0,050	95	1,50	1,80	0,60	3,90	1,60	5,50
0,135	43	12,90	2,40	15,30	0,26	0,26	0,067	114	2,50	2,50	0,80	5,80	1,70	7,50
0,162	59	17,70	2,85	20,55	0,28	0,28	0,078	130	3,10	3,15	1,00	7,25	2,75	10,00
0,189	68	20,40	3,05	23,45	0,31	0,31	0,096	145	4,00	4,50	1,10	9,60	2,40	12,00
0,216	74	22.20	3,80	26,00	0,33	0,33	0,110	165	4,50	5,00	1,20	10,70	3,30	14,00
0,244	100	30,00	4,00	34,00	0,37	0,37	0,137	200	5.50	6,00	1,30	12,80	3,20	16,00
0,270	110	33,00	4,50	37,50	0,39	0,39	0,155	222	6,20	7,00	1,50	14,70	4,30	19,00
0,297	125	37,50	5,00	42,50	0,42	0,42	0,176	242	7,05	7,50	1,70	16,25	5,75	22,00
0,324	140	42,00	5,50	47,50	0,44	0,44	0,193	255	7,70	8,00	1,90	17,60	7,40	25,00
0,350	150	45,00	6,00	51,00	0,47	0,47	0,220	280	8,00	8,70	2,00	19,50	9,50	29,00

DESCRIPTION DU FOYER FUMIVORE DE M. DUMÉRY ET ESSAIS COMPARATIFS AVEC UN FOYER ORDINAIRE.

La Pl. I, empruntée au *Bulletin de la société d'encouragement pour l'industrie nationale* (2ᵉ série, tome II, novembre 1855), représente un foyer de l'invention de M. Duméry, où la combustion n'est accompagnée d'aucun développement de fumée. Dans ce nouvel appareil, le combustible frais, au lieu d'être jeté par la porte au-dessus du combustible carbonisé et incandescent qui reste sur la grille, arrive au-dessous de celui-ci. Il est poussé par des refouloirs dans deux cornets recourbés, placés symétriquement des deux côtés du foyer, et dont les extrémités, opposées aux orifices par lesquels on charge le combustible neuf, sont fermées sur trois côtés par des parois à claire-voie et appartiennent ainsi à la grille proprement dite. L'air pénètre au milieu du combustible, à mesure qu'il s'échauffe et les produits gazeux de la distillation s'enflamment aussitôt, dans le sein même de la masse.

La description suivante prise dans le recueil déjà cité fera comprendre le mode de construction du foyer de M. Duméry et la manière de le conduire.

Fig. 1. Élévation de face d'un fourneau de machine à vapeur de la force de 15 à 18 chevaux, pouvant consommer depuis 20 jusqu'à 120 kilogrammes de houille en une heure.

Fig. 2. Élévation latérale.

Fig. 3. Coupe longitudinale par les lignes AB (*fig.* 1).

Fig. 4. Coupe transversale du foyer par les lignes CD (*fig.* 2).

Fig. 5. Vue en plan du foyer, le générateur et la maçonnerie étant supposés enlevés.

Dans ces cinq figures, les mêmes lettres indiquent les mêmes choses.

E, générateur.

F, fourneau.

F′, autel.

a, garniture réfractaire de l'intérieur du foyer.

G, cornet recevant le combustible.

g, grilles des cornets ou passages d'air.

g′, canal pour l'alimentation de la grille intérieure des cornets.

γ, trous pour la séparation matérielle, par l'introduction de barreaux, du charbon cru et du charbon allumé.

HH, pistons presseurs.

H′H′, segment d'engrenage tangentiel monté sur le même axe que le piston H et relié extérieurement aux presseurs H par les tocs *h*.

XX, deux hélices de pas contraires, c'est-à-dire gauche et droite, actionnant simultanément et en sens opposé les deux presseurs H au moyen des segments H′.

Z, manivelle donnant le mouvement à tout le système par l'intermédiaire du pignon et de la roue d'angle *h*′.

h′, roues d'angles de rapport convenable pour faciliter le fonctionnement.

h, tocs d'entraînement du presseur H par le segment H′.

II′, portes inférieures articulées en I′ et retenues en I par un mentonnet à pivot.

Y, mentonnet pivotant en *i* et pouvant être actionné, à volonté, de l'intérieur par le levier *i*′, et depuis l'extérieur par les leviers T.

T, leviers pour l'ouverture ou la fermeture des portes inférieures II′.

i, pivots des mentonnets de fermeture.

i′, levier intérieur du mentonnet faisant corps avec lui.

t, contre-poids des leviers T.

x, chaînes pour la fermeture des portes II′, depuis l'extérieur.

J, bâti en fonte garni intérieurement de maçonnerie ré-

fractaire *s* et autour duquel se fixent toutes les dépendances de l'appareil.

V et V', portes interne et externe pour l'enlèvement des scories.

U, portes de clôture du cendrier, pour forcer l'air qui doit alimenter le foyer à s'introduire par le petit grillage *j* et à s'emparer, pendant son passage entre les deux portes V et V', de toute la chaleur de la porte interne V qui reçoit le rayonnement du foyer; ces portes sont articulées en *m*.

W, regard pour s'assurer de l'état de la combustion sans être obligé d'ouvrir les portes.

m, articulation des portes du cendrier.

K, barreaux du centre du foyer.

K', petite ouverture du niveau supérieur des barreaux du centre pour le ringardage du dessus de la grille sans ouvrir les portes.

k, ouverture analogue pour le même service de la partie inférieure des barreaux.

l, flèche indiquant le sens d'introduction de l'air qui passe et s'échauffe entre les deux portes.

l', flèches indiquant la marche de l'air qui s'introduit directement par le trou du ringardage.

Les *fig.* 6 et 7 représentent une variante de construction de grille, à l'aide laquelle les portes pleines pour la vidange du foyer sont remplacées par l'articulation directe de la grille.

La *fig.* 6 est une coupe transversale des cornets, et la *fig.* 7 un plan partiel des cornets de la *fig.* 6.

Dans ces deux *fig.* 6 et 7 les mêmes pièces sont désignées par des lettres semblables.

N, cornets dans lesquels le combustible est poussé dans le sens des flèches *n*.

n, flèches indiquant le sens de la marche du combustible.

O, grilles articulées en *o*.

o, axe d'articulation des grilles.

P, chaînes pour relever les grilles O.

Q, cames articulées en *q* et venant, par un mouvement giratoire, arrêter les grilles à leur position de travail.

q, axes d'articulation des cames de fermeture des grilles.

R, petits engrenages permettant de mettre en mouvement l'arbre des cames au moyen de la manivelle *r*.

r, manivelle pour fixer les grilles à leur place de travail sans être astreint à ouvrir les portes du calendrier.

S, traverses portant les points fixes des articulations des grilles.

Nota. Pour éviter d'employer les deux mains pour opérer la fermeture des grilles, nous avons recours à un procédé qui n'a point été indiqué au dessin, mais dont la description suffira. Nous plaçons sur l'axe des cames d'encliquetage une came d'envidement de la chaîne dont le rayon est déterminé de manière à produire la fermeture dans le nombre de degrés voulu; cette came est déprimée au moment où la came d'encliquetage se trouve en contact avec le dessous et la grille, de manière à rendre successive l'action des deux cames; de la sorte, par la simple rotation de la manivelle, la grille s'ouvre, se ferme et se verrouille.

M. Duméry a fait déjà plusieurs applications du foyer décrit ci-dessus. Celui qu'il a établi sous une des chaudières de la machine à vapeur des ateliers de réparation des chemins de fer de l'Est, à la Villette, a été le sujet d'expériences comparatives avec le foyer ordinaire de l'autre chaudière établi à côté de la première, de forme et de dimensions exactement pareilles. Ces essais ont été dirigés et suivis par une commission instituée par M. le préfet de police et composée à peu près en nombre égal de manufacturiers et de membres du conseil d'hygiène publique et de salubrité du département de la Seine.

Nous publions ici les résultats détaillés communiqués par M. Combes, président de la commission.

FOYER DUMÉRY. — Chaudière de 16 chevaux.

Journée du 22 novembre 1855.

Alimentation d'eau à 12 degrés. d'heure	à heure	Pression.	Eau.	Combustible. Quantité.	Poids.	Niveau d'eau.	Moyenne d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	Quantité de houille par heure sur un travail de 12 heures et de 10 h. effectives.	Observations.
		atm.	litres.	hect.	kil.	c.	litres.		
6	7	4	220	2	168	16			(a)
7	8	5	220	1/2	42	16			
8	9	5 3/4	220	1/2	42	17			
9	10	6	440	1/2	42	17			
10	11	6	220	1/2	42	18			
11	12	5 1/2	440	1/2	42	16			
12	1	5 1/2		1	84	18	6,01	60 kilog.	
1	2	5 3/4	440	1/2	42	17			
2	3	6	440	1/2	42	16			(b)
3	4	5 1/4	440	1	84	18			
4	5	5 1/2	440	1/2	42	18			(c)
5	6	5 3/4	440	48	48	17			
6		4 1/4	370			16			(d)
		5 1/4 moyenne	4.330	8 48	720				
Journée du 23 novembre 1855.									
4	5	5 3/4	440	2	168	13			
5	6	5 3/4	410	1	84	15			(e)
6	7	5 1/2	440	1	84	17			
7	8	5	440	1/2	42	19			
8	9	4 1/2		1/2	42	17			
9	10	4 3/4	440	1/2	42	19			
10	11	4	440	1/2	42	19			
11	12	4 3/4		1/2	42	17	5,70	60 kilog.	(f)
12	1	4 1/2	440	1	84	19			
1	2	4 1/4	440	1/2	42	19			(g)
2	3	3 3/4	440	1/2	42	19			
3	4	5	440	1/2	42	20			
4	5	5	220	1/2	42	17			
5	6	4	170	1/2	42	15			
6		4				13			
		4 3/4	4.770	10	840				

(a) Lâché la vapeur à deux reprises.

(b) Lâché la vapeur pendant une demi-heure.

(c) Lâché la vapeur une demi-heure.

(d) Quelle qu'ait été la marche du feu à 60 kilog. par heure, il a été constaté qu'il n'y a eu aucune trace de fumée. — La houille employée a été prise indistinctement dans un tas de 20.000 kilog. venant de Sarrebruck, gaillette et menu.

(e) Lâché la vapeur pendant 10 minutes.

(f) Lâché la vapeur pendant une heure.

(g) Ainsi que le jour précédent, la fumivorité est complète.

FOYER DUMÉRY. — Chaudière de 16 chevaux.

Journée du 24 novembre 1855.

ALIMENTATION D'EAU à 20 degrés.				COMBUSTIBLE.		Niveau d'eau.	MOYENNE d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	QUANTITÉ de houille par heure sur un travail de 12 heures et de 10 h. effectives.	Observations.
d'heure	à heure	Pression.	Eau.	Quantité.	Poids.				
		atm.	litres.	hect.	kil.	c.	litres.		
6	7	4 1/4	440	1	84	20			
7	8	5 3/4	440	1	84	19			
8	9	5 1/2	440	1/2	42	19			
9	10	5 3/4	440	1	84	19			
10	11	5 1/2	440	1	84	18			
11	12	4 1/2	440	1	84	19			
12	1	4 3/4	430	1/2	42	20	5,39	80 kilog.	(a)
1	2	4 3/4	440	1	84	19			
2	3	4 1/2	440	1	84	20			
3	4	4 3/4	440	1/2	42	20			
4	5	5 1/2	340	1	84	21			(b)
5	6	5	200	1	84	21			
6		4 1/2		1/2 36	78	20			
		5 moyenne.	5.180	11 36	960				

Journée du 25 novembre 1855.

6	7	5	440	2	168	13			
7	8	5 1/4	440	1	84	15			
8	9	5 1/2	440	1/2	42	18			
9	10	5 3/4	440	1	84	19			
10	11	5 1/2	440	1	84	21			
11	12	5 1/4	440	1/2	42	22	5,84	80 kilog.	(c)
12	1	5	440	1	84	21			
1	2	4 3/4	440	1/2	42	19			
2	3	4 1/2	440	1	84	17			
3	4	4 3/4	440	1	84	14			
4	5	5	490	1 + 36	120	14			
5	6	5 1/2	490	0 1/2	42	13			
6		4 1/4	190						
		5	5.130	11 + 30	960				

(a) Comme les journées précédentes, aucune trace de fumée.

(b) La houille employée a toujours été prise dans le même tas sans distinction de menu et de gaillette.

(c) Il n'y a pas encore eu apparence de fumée. Le charbon employé est toujours pris tout-venant sur le tas de houille de Sarrebruck.

FOYER DUMÉRY. — Chaudière de 16 chevaux.

Journée du 26 novembre 1855.

Alimentation d'eau à 12 degrés.				Combustible.		Niveau d'eau.	Moyenne d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	Quantité de houille par heure sur un travail de 12 heures et de 10 h. effectives.	Observations.
De l'heure	A l'heure	Pression.	Eau.	Quantité.	Poids.				
		atm.	litres.	hect.	kil.	c.	litres.		
6	7	4 1/2	605	2	168	13			(a)
7	8	5 3/4	605	1	84	14			
8	9	5 1/2	605	1	84	19			
9	10	5 3/4	605	1 1/2	126	17			(b)
10	11	5 3/4	605	1	84	19			
11	12	4 1/2	605	1	84	19			(c)
12	1	5 1/2	605	1	84	17	6,00	100 kilog.	
1	2	5	605	1 1/2	126	20			
2	3	5	605	1	84	19			
3	4	5	605	1 + 24	108	19			(d)
4	5	5 3/4	605	1	84	17			
5	6	5 1/2	555	1	84	16			
6		4 1/2							
		5 1/2 moyenne.	7210	14 + 24	1200				

Journée du 27 novembre 1855.

De l'heure	A l'heure	Pression.	Eau.	Quantité.	Poids.	Niveau d'eau.	Moyenne d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	Quantité de houille par heure.	Observations.
6	7	4 1/2	605	2	168	16			(e)
7	8	5 3/4	605	1	84	17			
8	9	5 1/2	605	1	84	19			
9	10	5 3/4	605	1 1/2	126	19			
10	11	5 3/4	605	1	84	15			
11	12	4 1/2	605	1	84	19			(f)
12	1	5 1/2	605	1	84	16	6,05	100 kilog.	(g)
1	2	5	605	1 1/2	126	17			
2	3	5	605	1	84	18			
3	4	5	605	1 + 24	108	17			
4	5	5 3/4	605	1	84	17			(h)
5	6	5 1/2	605	1	84	16			
6		4 1/2							
		5 1/2	7260	14 + 24	1200				

(a) Gaillette Sarrebruck.
(b) Aucune trace de fumée.
(c) Aucune détérioration dans l'appareil.
(d) Employé de la houille gaillette ordinaire à l'exclusion du menu.

(e) La grille a été découverte plusieurs fois, et il a été constaté que les barreaux n'avaient subi aucune altération.
(f) Aucune trace de fumée.
(g) La houille employée ne contenait pas de poussier, gaillette seulement.
(h) Plusieurs charges successives furent faites dans le but de produire de la fumée. — On ne put y parvenir.

FOYER DUMÉRY. — Chaudière de 16 chevaux.

Journée du 29 novembre 1855.

Alimentation d'eau à 12 degrés. d'heure	à heure	Pression.	Eau.	Combustible. Quantité.	Poids.	Niveau d'eau.	Moyenne d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	Quantité de houille par heure sur un travail de 12 heures et de 10 h. effectives.	Observations.
		atm.	litres.	hect.	kil.	c.	litres.		
6	7	4				17			
7	8	5 3/4							
8	9	4 1/2							
9	10	5 1/2							
10	11	5 3/4							
11	12	4 1/2	9.900	21+36	1.800		6,55	150 kilog.	(a)
12	1	5							
1	2	5 1/2							
2	3	5 3/4							
3	4	4 1/2							(b)
4	5	5 1/2							
5	6	5 3/4							
6		4	1.900			17			(c)
		5 moyenne	11.800	21+36	1.800				

FOYER ORDINAIRE. — Chaudière de 16 chevaux.

Journée du 30 novembre 1855.

d'heure	à heure	Pression.	Eau.	Quantité.	Poids.	Niveau d'eau.	Moyenne d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	Quantité de houille par heure.	Observations.
6	7	4 1/2	315	2	168	16			
7	8	5	315	1/2	42	17			(d)
8	9	5	315	1/2	42	18			
9	10	5 1/4	315	1	84	17			
10	11	5 1/2	315	1/2	42	18			
11	12	5	315	1/2	42	21			
12	1	4 3/4	315	1 1/2	126	22	4,45	70 kilog.	
1	2	5 1/2	315	1/2	42	20			
2	3	5 3/4	315	1	84	19			
3	4	5 1/2	315	1/2	42	18			
4	5	4 3/4	315	1	84	17			
5	6	4 1/2	295	1/2	42	17			
5		4	295			16			
		5	3.740	10	840				

(a) Comme dans les expériences précédentes, il a été constaté que l'appareil ne produit pas de fumée.

(b) La houille employée était de la gaillette sans poussier.

(c) Ces 1.900 litres sont la quantité d'eau vaporisée pendant la nuit et accusée par la différence des niveaux dans la chaudière, 0m,38 à 50 litres par centimètre.

(d) De même que pour les expériences de l'appareil Duméry, le charbon employé a toujours été pris sur le tas de houille de Sarrebruck, sans distinction de menu et de gaillette.

FOYER ORDINAIRE. — Chaudière de 16 chevaux.

Journée du 1er décembre 1855.

Alimentation d'eau à 12 degrés.				Combustible.		Niveau d'eau.	Moyenne d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	Quantité de houille par heure sur un travail de 12 heures et de 10 h. effectives.	Observations.
d'heure	à heure	Pression.	Eau.	Quantité.	Poids.				
		atm.	litres.	hect.	kil.	c.	litres.		
6	7	4				15,5			
7	8	4 1/2							(a)
8	9	4 1/2							
9	10	4 1/2							
10	11	4 1/2							
11	12	4 3/4							
12	1	5	3.520	8 84	672		5,23	56 kilog.	
1	2	5 1/4							
2	3	4 3/4							
3	4	4 1/2							
4	5	4 1/2							
5	6	4 3/4							
6		4				15,5			
		4 1/2 moyenne.	3.520	8	672				

FOYER DUMÉRY. — Chaudière de 16 chevaux.

Journée du 3 décembre 1855.

d'heure	à heure	Pression.	Eau.	Quantité.	Poids.	Niveau d'eau.	Moyenne d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	Quantité de houille par heure.	Observations.
6	7	5				180			
7	8	5 1/2							(b)
8	9	5 3/4							
9	10	5							
10	11	4 1/2							(c)
11	12	5 3/4							
12	1	5 3/4	6 600	14+24	1.220		5,62	100 kilog.	
1	2	4 1/0							(d)
2	3	5 3/4							
3	4	5 1/2							
4	5	4 1/2							
5	6	4							
6		3 1/2							
			150			180			(e)
		5	6.750	14+24	1.200				

(a) Tout-venant Sarrebruck.

(b) La chaudière a dû être remplie à l'eau froide, le matin, par suite de la vaporisation de la nuit.

(c) Le charbon mélangé de poussier est toujours pris sur le tas de houille de Sarrebruck.

(d) La fumée n'a pas encore paru.

(e) 150 litres résultant de la différence de niveau d'eau dans la chaudière, du soir au matin.

FOYER DUMÉRY. — CHAUDIÈRE DE 16 CHEVAUX.

Journée du 4 décembre 1855.

ALIMENTATION D'EAU À 12 degrés.				COMBUSTIBLE.		Niveau d'eau.	MOYENNE d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	QUANTITÉ de houille par heure sur un travail de 12 heures et de 10 h. effectives.	Observations.
De heure	À heure	Pression.	Eau.	Quantité.	Poids.				
		atm.	litres.	hect.	kil.	c.	litres.		
6	7	5				150			
7	8	5 1/2							(a)
8	9	5 3/4							
9	10	4							
10	11	5 1/2							(b)
11	12	5 3/4							
12	1	3 1/2	6.824	14 + 24	1.200		5,97	100 kilog.	
1	2	4							
2	3	4 3/4							
3	4	5							
4	5	5 1/2							
5	6	4 1/2							
6		4 1/4				150			
			350			1			(c)
		5 moyenne.	7.170	14 + 24	1.200				

Journée du 5 décembre 1855.

De heure	À heure	Pression.	Eau.	Quantité.	Poids.	Niveau d'eau.	Moyenne d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	Quantité de houille par heure.	Observations.
6	7	3 1/2				130			
7	8	4 3/4							(d)
8	9	5 3/4							
9	10	4 3/4							
10	11	5 1/2							
11	12	6							
12	1	4 3/4	8.980	17 + 12	1.440		6,2[illegible]	120 kilog.	
1	2	5 1/2							
2	3	6							
3	4	5 3/4							
4	5	5							
5	6	5 3/4							
6		5				200			
		5 1/4	400						(e)
			9.380	17 + 12	1.440				

(a) Pas de fumée.

(b) Houille de Sarrebruck tout-venant.

(c) 350 litres résultant de la vaporisation de la nuit.

(d) Le charbon employé était toujours de même provenance, tout-venant Sarrebruck.

(e) 400 litres pour 8 centimètres d'eau vaporisée pendant la nuit (50 litres par centimètre).

FOYER DUMÉRY. — CHAUDIÈRE DE 16 CHEVAUX.

Journée du 6 décembre 1855.

Alimentation d'eau à 12 degrés. — d'heure	à heure	Pression.	Eau.	Combustible. — Quantité.	Poids.	Niveau d'eau.	Moyenne d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	Quantité de houille par heure sur un travail de 12 heures et de 10 h. effectives.	Observations.
		atm.	litres.	hect.	kil.	c.	litres.		
6	7	4				110			(a)
7	8	4 1/2							
8	9	5 3/4							(b)
9	10	4 1/2							
10	11	5 1/2							
11	12	6							
12	1	4 1/2	8580	17 + 12	1440		6,27	120 kilog.	
1	2	5 3/4							
2	3	6							
3	4	5 1/2							
4	5	5 1/4							
5	6	5 3/4							
6		5				200			
			450						(c)
		5 1/4	9030	17 + 12	1440				

Journée du 7 décembre 1855.

d'heure	à heure	Pression.	Eau.	Quantité.	Poids.	Niveau d'eau.	Moyenne d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	Quantité de houille par heure.	Observations.
6	7	3 3/4				180			
7	8	5 1/2							(d)
8	9	6							
9	10	4 1/2							
10	11	5 1/2							(e)
11	12	5 3/4							
12	1	6	9240	17 + 12	1440		6,73	120 kilog.	
1	2	5 3/4							
2	3	4 1/4							
3	4	5 1/4							
4	5	5 3/4							
5	6	4 1/2							
6		5 1/4				270			(f)
			450						
		5 1/4	9690	17 + 12	1440				

(a) Pas de fumée.

(b) La houille employée a été prise dans un tas de tout-venant; toujours de la houille de Sarrebruck.

(c) Résultat de la différence du niveau d'eau du soir au matin.

(d) Pas de fumée.

(e) La houille employée a été prise dans un tas de Sarrebruck tout-venant.

(f) Différence résultant de la vaporisation pendant la nuit.

FOYER DUMÉRY. — Chaudière de 16 chevaux.

Journée du 8 décembre 1855.

Alimentation d'eau à 12 degrés.				Combustible.		Niveau d'eau	Moyenne d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	Quantité de houille par heure sur un travail de 3 h. 3/4 effectives.	Observations.
d'heure	à heure	Pression	Eau.	Quantité.	Poids.				
		atm.	litres.	hect.	kil.	c.	litres.		
2 1/4	3	3 1/2				160			(a)
3	4	4	1.905	»	163		11,68	50 kilog.	
4	5	4							
5	5 1/2	3 1/2				160			
		3 3/4 moyen.	1.905		163				

FOYER ORDINAIRE. — Chaudière de 16 chevaux.

Journée du 10 décembre 1855.

d'heure	à heure	Pression	Eau.	Quantité.	Poids.	Niveau d'eau	Moyenne d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	Quantité de houille par heure sur un travail de 3 h. 3/4 effectives.	Observations.
6	7	4 1/2				90			
7	8	5 1/4							(b)
8	9	5 1/4						12 heures	
9	10	5 1/2						et 10 heures	
10	11	4 1/2						effectives.	
11	12	4 1/2							
12	1	4 3/4	20	11+36	960		4,84	80 kilogr.	(c)
1	2	5 1/2							
2	3	5 1/4							
3	4	5 1/2							
4	5	5 3/4							
5	6	4 1/2							
6		4 3/4				160			(d)
		5	20	11+36	960				

Journée du 12 décembre 1855.

d'heure	à heure	Pression	Eau.	Quantité.	Poids.	Niveau d'eau	Moyenne d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	Quantité de houille par heure sur un travail de 3 h. 3/4 effectives.	Observations.
6	7	4 1/2							
7	8	5 1/4							
8	9	5 1/4							
9	10	5 1/2							(e)
10	11	4 1/2							
11	12	4 1/2							
12	1	4 3/4	5.390	14+24	1.200		4.49	100 kilog.	
1	2	5 1/2							
2	3	5 1/4							
3	4	5 1/2							
4	5	5 3/4							
5	6	4 1/2							
6		4 1/4							
		5	5.390	14+24	1.200				

(a) Gaillette anglaise.

(b) Houille de Sarrebruck, de même provenance et de même nature que celle employée pour les expériences faites avec l'apparel de M. Duméry.

(c) Tout-venant.

(d) 5 centimètres de différence de niveau, soit 250 litres.

(e) Sarrebruck. — Tout-venant.

FOYER ORDINAIRE. — CHAUDIÈRE DE 16 CHEVAUX.

Journée du 13 *décembre* 1855.

ALIMENTATION D'EAU à 12 degrés. d'heure	à heure	Pression.	Eau.	COMBUSTIBLE. Quantité.	Poids.	Niveau d'eau.	MOYENNE d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	QUANTITÉ de houille par heure sur un travail de 12 heures et de 10 h. effectives.	Observations.
		atm.	litres.	h. k.	kil.	c.	litres.		
6	7	4 1/2				130			
7	8	4 3/4							
8	9	5							(a)
9	10	5 1/2							
10	11	4							
11	12	5 1/2							
12	1	4 1/2	5610	»	1200		4 91	100 kilogr.	
1	2	4 3/4							
2	3	5							
3	4	5 1/2							
4	5	5 3/4							
5	6	4 1/2							
6		5	350			60			(b)
		5 moyenne	5960	»	1200				

Journée du 14 *décembre* 1855.

d'heure	à heure	Pression.	Eau.	Quantité.	Poids.	Niveau d'eau.	Moyenne	Quantité	Observations.
6	7	4 1/2				60			
7	8	5 1/4							(c)
8	9	5 1/4							
9	10	5 1/2							
10	11	4 1/2							
11	12	4 1/2							
12	1	4 3/4	5940	16 — 51	1344		4.64	107 kilogr.	(d)
1	2	5 1/2							
2	3	5 1/4							
3	4	5 1/2							
4	5	5 3/4							
5	6	4 1/2							
6		4 1/4				50			(e)
		5	5990	16 — 51	1344				

(a) Sarrebruck tout-venant.

(b) 0m,07 différence du niveau d'eau.

(c) Charbon tout-venant, de même que le jour précédent.

(d) Bien que la surface de la grille soit de 8,8 p. 100 plus grande que celle de l'appareil Duméry, le chiffre de 107 kilogr. n'a été obtenu qu'avec peine.

(e) Vaporisation de 0m,01 d'eau.

FOYER ORDINAIRE. — CHAUDIÈRE DE 16 CHEVAUX.

Journée du 15 *décembre* 1855.

ALIMENTATION D'EAU à 12 degrés.				COMBUSTIBLE.		Niveau d'eau.	MOYENNE d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	QUANTITÉ de houille par heure sur un travail de 12 heures et de 10 h. effectives.	Observations.
d'heure	à heure	Pression.	Eau.	Quantité.	Poids.				
		atm.	litres.	h. k.	kil.	c.	litres.		
6	7	4 1/2				5			(a)
7	8	5							
8	9	5 1/4							
9	10	5 1/4							
10	11	5 1/2							
11	12	5				21			
12	1	4 3/4	6.510	16	1.344		4.84	112 kilogr.	(b)
1	2	5 1/2							
2	3	5 3/4							
3	4	5 1/2							
4	5	4 3/4							
5	6	4 1/2							
6		4				9			
		5 moyenne	6.510	16	1.344				

Journée du 17 *décembre* 1855.

d'heure	à heure	Pression.	Eau.	Quantité.	Poids.	Niveau d'eau.	Moyenne	Quantité	Observations.
6	7	4 1/2				110			
7	8	5 1/4							
8	9	5							(c)
9	10	5 1/4							
10	11	5 1/2							
11	12	5 3/4							
12	1	4 3/4	4.500	»	960		4.68	80 kilogr.	
1	2	5 3/4							
2	3	4 3/4							
3	4	5							
4	5	5 3/4							
5	6	4 3/4							
6		4 1/2				130			
		5	4.500	»	960				

Journée du 18 *décembre* 1855.

d'heure	à heure	Pression.	Eau.	Quantité.	Poids.	Niveau d'eau.	Moyenne	Quantité	Observations.
1 1/2	2 1/2	3 3/4				130		sur 8 heures	(d)
2 1/2	3 1/2	3 3/4	1.540	»	200	130	7.7	66k,66	
3 1/2	4 1/2	3 1/3				130			
4 1/2		3 1/2				130			
		3 3/4	1.540	»	200				

(a) Gaillette sans mélange de menu.
(b) On ne peut aller au delà de 112 kilogr.
(c) Houille de Sarrebruck. — Tout-venant.
(d) Gaillette anglaise.

RÉSUMÉ.

FOYER DUMÉRY. — CHAUDIÈRE DE 16 CHEVAUX.

DATES.	HEURES d'allumage.	HEURES d'arrêt.	CONSOMMATION. Eau.	CONSOMMATION. Charbon.	MOYENNE d'eau vaporisée par kilogramme de houille.	QUANTITÉ de houille par heure sur un travail total de 12 heures et de 10 heures effectives.	QUANTITÉ de charbon brûlé par décimètre quarré de surface de grille et par heure (62 décimètres) (*). Par chaque jour.	Moyenne.	QUANTITÉ d'eau vaporisée par mètre quarré de surface de chauffe totale et par heure (19 mèt. quarrés). (**) Par chaque jour.	Moyenne.	CHARBON. Nature.	État.
1855.	heures.	heures.	litres.	kil.	litres.	kil.			litres.			
22 novembre.	6	6	4.430	720	6,01	60	1	1	19	18,50	Sarrebruck.	tout-venant.
23 —	4	6	4.790	840	5,70	60	1		18		Sarrebruck.	tout-venant.
24 —	6	6	5.180	960	5,39	80	1,3	1,3	22,70	22,60	Sarrebruck.	tout-venant.
25 —	6	6	5.130	960	5,34	80	1,3		22,50		Sarrebruck.	tout-venant.
3 décembre.	6	6	6.750	1.200	5,62	100	1,6	1,6	29,55	30,50	Sarrebruck.	tout-venant.
4 —	6	6	7.170	1.200	5,97	100	1,6		31,45		Sarrebruck.	tout-venant.
5 —	6	6	9.380	1.440	6,23	120	1,9	1,9	41,10	41.06	Sarrebruck.	tout-venant.
6 —	6	6	9.030	1.440	6,27	120	1,9		39,60		Sarrebruck.	tout-venant.
7 —	6	6	9.690	1.440	6,73	120	1,9	»	42,50		Sarrebruck.	tout-venant.
26 novembre.	6	6	7.210	1.200	6,00	100	1,6	1,6	31,60	31,72	Sarrebruck.	gaillette.
27 —	6	6	7.260	1.200	6,05	100	1,6		31,85		Sarrebruck.	gaillette.
29 —	6	6	11.800	1.800	6,55	150	2,4	2,4	51,75	51.75	Sarrebruck.	gaillette.
Expérience supplémentaire.												
8 décembre.	2 1/4	5 1/2	1.905	163	11,68	30	0,50	0,50	30,04	30,84	gaillette, charbon anglais.	gaillette.

(*) La surface du foyer est de 62 décimètres.

(**) La surface totale de chauffe est de 19 mètres quarrés.

Lorsque le travail l'a exigé, on a pu faire varier la pression de 1 atmosphère en moins de 5 minutes.

La température extérieure, quoique constamment très-faible, a plutôt diminué qu'augmenté avec l'augmentation d'activité du foyer.

Les grilles du foyer Duméry ont été découvertes à plusieurs reprises, et quelles qu'aient été la puissance de la charge et l'activité du foyer, elles n'en ont pas souffert; les expériences terminées, elles ont été démontées, et l'inspection a fait connaître qu'elles n'avaient éprouvé aucune détérioration.

Le nettoyage a toujours été très-facile; les scories n'adhèrent pas aux grilles et se trouvent toujours à la partie supérieure et au milieu du foyer.

L'activité du foyer, dans les expériences du 26 au 29 novembre, a été telle, qu'après 12 heures de marche les briques du fond de la galerie ont été trouvées au rouge-blanc malgré le voisinage de la chaudière.

La pression moyenne a été de 5 atmosphères.

RÉSUMÉ.

FOYER ORDINAIRE.

DATES.	HEURES d'allumage.	HEURES d'arrêt.	CONSOMMATION. Eau.	CONSOMMATION. Charbon.	MOYENNE d'eau vaporisée par kilogr. de houille.	QUANTITÉ de houille par heure sur un travail total de 12 h. et de 10 h. effectives.	QUANTITÉ de charbon brûlé par décimètre quarré de surface de grille et par heure (68 décimètres) (*). Par chaque jour.	Moyenne.	QUANTITÉ d'eau vaporisée par mètre quarré de surface de chauffe totale et par heure (19 mètres) (**). Par chaque jour.	Moyenne.	CHARBON. Nature.	CHARBON. État.
1855.	heures.	heures.	litres.	kilog.	litres.	kilog.						
1er décembre.	6	6	3.520	672	5,23	56	0,84	0,90	15,43	15,91	Sarrebruck.	tout-venant.
30 novembre.	6	6	3.740	840	4,45	70	1,06		16,40		Sarrebruck.	tout-venant.
10 décembre.	6	6	4.650	960	4,84	80	1,21	1,21	20,39	20,06	Sarrebruck.	tout-venant.
17 —	6	6	4.500	960	4,68	80	1,21		19,73		Sarrebruck.	tout-venant.
12 —	6	6	5.390	1.200	4,49	100	1,51	1,51	23,66	24.89	Sarrebruck.	tout-venant.
13 —	6	6	5.960	1.200	4,91	100	1,51		26,13		Sarrebruck.	tout-venant.
14 —	6	6	5.990	1.344	4,64	107	1,62	1,62	26,26	26,26	Sarrebruck.	tout-venant.
15 —	6	6	6.510	1.344	4,84	112	1,69	1,69	28,50	28,50	Sarrebruck.	gaillette.
Expérience supplémentaire.												
18 décembre.	1 1/2	4 1/2	1.540	200	7.7	66,60	1.10	1,10	27,00	27,00	anglais.	gaillette.

(*) La surface de la grille est de 68 décimètres.

(**) La surface de chauffe totale est de 19 mètres quarrés.

Malgré l'intensité de la combustion produite par la consommation de 107 à 112 kilogrammes, il n'y a eu que les briques directement en contact avec le combustible qui aient rougi.

La température rayonnante des portes du foyer a constamment été très-élevée et très-gênante.

Les grilles du foyer ordinaire ont été découvertes à plusieurs reprises pendant les expériences de 107 à 112 kilogrammes; les parties supérieures étaient rouges et principalement les extrémités; après l'expérience de 107 kilogrammes, les barres avaient pris environ 0m,03 de flèche.

Les nettoyages, à partir de 80 kilogrammes, ont été très-pénibles et très-multipliés; dans les expériences de 107 à 112 kilogrammes, il a fallu un nettoyage toutes les 25 minutes, les scories engorgeant les grilles et anéantissant le tirage.

Malgré tous les efforts du chauffeur, les chiffres de 107 kilogrammes tout-venant et 112 gaillette n'ont pas été dépassés.

La pression moyenne a été 5 atmosphères.

On a fait varier, dans les deux foyers, la quantité de combustible brûlée dans un temps donné, depuis 60 kilogrammes environ par heure, qui suffisaient à la production de vapeur nécessaire à la machine motrice des ateliers, jusqu'à la limite supérieure d'activité qui n'a pu être dépassée dans chacun des foyers.

Chaque chaudière était pourvue d'un tube avec robinet, par lequel on laissait s'écouler dans l'atmosphère l'excès de vapeur que la machine ne pouvait pas recevoir.

Les pompes alimentaires puisaient l'eau dans une bâche exactement jaugée, et que l'on remplissait de nouveau, chaque fois qu'elle était vidée jusqu'à une marque déterminée. On a considéré comme quantité d'eau vaporisée toute celle qui a été versée dans la bâche, et qui, sauf les pertes par des fuites restées inaperçues, a dû passer dans les chaudières.

Le combustible employé était de la houille de Sarrebruck contenant une forte proportion de cendres (de 14 à 20 p. 100). On a généralement brûlé du tout-venant, et dans quelques expériences seulement, de la gaillette dégagée de menu.

On a brûlé, dans deux essais comparatifs qui n'ont duré que trois heures chacun, de la gaillette anglaise du bassin de Newcastle. Elle a produit une quantité de vapeur presque double de celle qui correspond à la houille de Sarrebruck.

Dans aucun cas le foyer Duméry n'a donné la moindre fumée. Le foyer ordinaire, au contraire, en a toujours produit; elle était d'autant plus abondante et épaisse que la combustion y était poussée avec plus d'activité.

La supériorité du foyer de M. Duméry sur les grilles ordinaires, sous le rapport de l'économie du combus-

tible et de la possibilité de faire varier entre des limites fort écartées l'activité de la combustion, est mise en évidence par les deux derniers tableaux où sont résumés les résultats de l'ensemble des expériences.

APERÇU

DE LA CONSTITUTION GÉOLOGIQUE DE L'EMPIRE D'AUTRICHE.

(Extrait du **Coup d'œil géologique sur les mines de la monarchie autrichienne**, publié par ordre de l'Institut impérial et royal de géologie; par MM. FR. DE HAUER ET FR. FOETTERLE.)(1)

La totalité de la surface, comprise dans les limites de la monarchie autrichienne, peut être divisée, sous le rapport géologique, en quatre régions distinctes, qui sont :

A. La région Bohémo-Moravo-Silésienne, s'étendant au nord et à l'ouest jusqu'à la frontière de l'empire autrichien, bornée au sud par les dépôts tertiaires du bassin danubien et à l'est par ceux des régions des fleuves de March et l'Oder.

Les environs N.-O. de Cracovie, et les dépôts anciens dans les plaines de la Galicie orientale, dénudés par les profonds ravins qu'y ont creusés le Dniester et ses affluents. Quoique leur situation géographique les sépare entièrement de la région Bohémo-Moravo-Silésienne, ils se rapprochent cependant de celle-ci par leur constitution géologique.

B. La région des Alpes, se continuant à l'ouest, au delà des frontières de l'empire, dans les Alpes de la Suisse et du Piémont, au nord par les Alpes de la Bavière, terminée à l'est de Salzbourg par le bassin du Danube, et se prolongeant à l'est jusqu'aux plaines tertiaires de la Hongrie et de la Styrie, au milieu des-

(1) Vienne. Imprimerie impériale et royale. 1855.

quelles s'élèvent néanmoins quelques groupes, appartenant au système alpin, tels que la forêt de Bakonyi, les montagnes des environs de Fünfkirchen et de Karlowitz, etc. La région des Alpes se continue au sud-est dans les montagnes de Warasdin et se rattache par les Alpes Dinariennes aux montagnes de la Croatie turque et de la Herzégovine. La frontière sud de cette région est marquée par la mer Adriatique et par la plaine Lombardo-Vénitienne.

C. La région des Carpathes, s'étendant au nord jusqu'à la plaine de Galicie, à l'est et au sud-est jusqu'aux frontières de l'empire; bornée au sud et à l'ouest par les plaines tertiaires de la Moravie, de la Hongrie et de la Transylvanie.

D. Les plaines et les collines des formations tertiaires et alluviales, qui entourent et séparent entre elles les régions montagneuses, que l'on vient d'énumérer; ce sont:

1. Le bassin supérieur du Danube;
2. Le bassin de Vienne;
3. La grande plaine du Danube inférieur, qui comprend les portions de la Styrie, de la Hongrie et de la Transylvanie;
4. La plaine de Galicie;
5. La plaine Lombardo-Vénitienne.

A. *Région Bohêmo-Moravo-Silésienne.*

Cette région comprend les montagnes frontières entre l'Autriche, la Bohême, et la Moravie, le Böhmerwald, le Erzgebirge, le Riesengebirge, les monts Sudètes et le Mittelgebirge de Bohême; elle embrasse, par conséquent, d'après la distribution politique, la totalité du royaume de Bohême, et, en outre, des fractions

considérables de l'Autriche, de la Moravie et de la Silésie.

Les cartes spéciales géologiques, publiées jusqu'ici, ne comprennent que la portion sud de cette région; celles exposées par l'Institut impérial et royal de géologie embrassent l'Autriche et la Bohême méridionale. Des cartes de la Moravie méridionale ont été dressées par les soins de la Société Wernerienne de Brünn, constituée dans le but de l'exploration géologique de la Moravie et de la Silésie. La géologie du reste de cette région a été débrouillée par les travaux de MM. Barande, de Buch, Cotta, Geinitz, Gumprecht, de Klipstein, Naumann, Reuss, Riepl, le comte Sternberg et Zippe, en ce qui regarde la Bohême, et par les recherches de MM. Glocker, Heinrich, Hruschka, Melion, Sir R. Murchison et le baron de Reichenbach, par rapport à la Moravie et à la Silésie. Les mémoires, tout récemment publiés par M. Reuss sur la Bohême, et le baron de Hingenau sur la Moravie et la Silésie, fournissent d'excellents aperçus généraux.

Le territoire de Cracovie a été l'objet des recherches de MM. Zeuschner et Pusch; MM. de Lill, Pusch, etc. se sont occupés des dépôts anciens de la vallée du Dniester.

Toutes les formations qui se trouvent dans la région dont il s'agit ici, se rattachent généralement à celles que l'on a trouvées dans les parties nord de l'Allemagne, de la France septentrionale et en Angleterre. Elles appartiennent au système de couches qui prédominent dans le nord de l'Europe, et se distinguent par plusieurs caractères particuliers d'avec les roches du système dominant dans l'Europe méridionale, et auquel appartiennent les couches des régions Alpine et Carpathique.

Les roches cristallines occupent une portion considérable de la région en question. Elles forment, autour de la Bohême, un cercle presque continu, dont la portion méridionale pénètre fort avant dans l'intérieur de cette province. Les roches dominantes sont le granite, le gneiss, le micaschiste et le schiste argileux, auxquels sont subordonnés la syénite, le granite sans mica (Greisen), le granulite ou eurite (Weissstein), les schistes amphiboliques, souvent associés aux serpentines, le calcaire grenu, les quartzites schisteux, des schistes chloritiques et talqueux, enfin des porphyres à base d'eurite, qui ont fait irruption à travers les roches précédemment nommées.

Le basalte, le phonolite et les roches de nature analogue, occupent un espace considérable du nord-ouest de la Bohême, dans le groupe de montagnes dit Mittelgebirge; ils paraissent en grandes masses dans la partie ouest du cercle de Saatz et dans la portion est de celui d'Elbogen, tandis que dans les monts Sudètes elles ne se montrent que sur quelques points isolés.

Les formations stratifiées fossilifères, qui se trouvent dans la région Bohémo-Moravo-Silésienne sont les roches siluriennes, occupant en forme de bassin une spacieuse dépression dans la partie occidentale de la Bohême centrale. Par des recherches extrêmement consciencieuses, M. Barande a trouvé qu'elles étaient susceptibles d'être partagées en deux groupes principaux, dont chacun embrasse quatre étages distincts.

Les étages du groupe inférieur sont :

A'. Des schistes semi-cristallins, passant vers le bas à l'état cristallin parfait, tandis que leurs couches supérieures passent insensiblement aux couches inférieures de l'étage B.

B'. Des schistes argileux sans restes organiques, pas-

sant graduellement aux schistes de la grauwacke et à la grauwacke compacte.

C'. Des roches de couleur foncée, semblables aux schistes argileux, et des grauwackes grises ou verdâtres, renfermant les premières traces d'êtres organisés.

D'. Des schistes siliceux auxquels sont superposés des conglomérats grossiers, puis des quartzites recouverts à leur tour par des schistes argileux à feuillets minces, de couleur claire et foncée, et renfermant des concrétions calcaires.

Les couches dont se composent ces quatre étages occupent près des 4/5 de la surface du bassin ; les quatre étages du groupe supérieur ne paraissent que sur un espace beaucoup plus restreint, à l'ouest de Prague, et sont entourés de tous côtés par ceux du groupe inférieur. Ils se composent essentiellement de calcaires et de schistes calcifères ; les schistes ne s'y retrouvent que dans la partie inférieure du plus ancien de ces étages (E') et tout au haut du groupe, où ils forment exclusivement l'étage H'.

Des roches massives, spécialement des diabases et des roches aphanitiques, se trouvent, sur nombre de points, en contact avec les couches siluriennes, et surtout avec les schistes de l'étage E'.

Roches dévoniennes. — Leur existence en Bohême n'est pas encore suffisamment constatée. D'un autre côté, il paraît qu'on y peut rattacher en grande partie :

1. Les couches du Gesenke moravien sur le versant est des Sudètes, celles qui s'avancent dans la direction du sud-ouest jusque vers Brünn, et qui aboutissent vers l'est aux plaines tertiaires des bassins de l'Oder et de la March. Elles se composent de schistes argileux et de grauwackes, auxquelles sont subordonnées des couches de calcaire.

2. Les plus anciennes des couches de la Galicie orientale, mises à découvert dans les ravins creusés par la Dniester et ses affluents.

Formation houillère. — Elle paraît en Bohême sous la forme de plusieurs bassins isolés, dont le plus grand nombre et les plus importants se trouvent dans les cercles de Pilsen et de Rakonitz. Dans ce dernier, le terrain carbonifère est ordinairement recouvert par des dépôts de l'époque crétacée ou de celle du vieux grès rouge. On trouve également un petit bassin houiller dans la Bohême méridionale, au nord-est de Budweis, et un autre, recouvert de vieux grès rouge, sur la frontière nord-est de cette province, entre Nachod et Schatzlar. Les bassins houillers de la Moravie et de la Silésie autrichienne sont ceux d'Oslowan et de Rossitz, à l'ouest de Brünn, et celui de la vallée de l'Oder, à l'est de Troppau. Le bassin carbonifère du territoire de Cracovie a une grande étendue.

Grès rouge (Rothliegendes), correspondant à l'étage le plus ancien du zechstein ou de la formation permienne. — Cette formation est composée de couches d'argile schisteuse, de grès et de conglomérats (ces derniers occupant de préférence les étages les plus inférieurs), généralement à teintes rougeâtres, et alternant diversement entre elles; la Bohême en présente des masses considérables sur la frontière des cercles de Rakonitz et de Saatz, à Schwarz-Kosteletz, à l'est de Prague, sur les versants sud du Riesengebirge et des montagnes de l'Iser et au sud-est de Königgratz, où elle forme une ligne, dont la portion méridionale se prolonge jusqu'en Moravie et y paraît encore en quelques localités isolées des environs de Brünn, Mislitz, Tassowitz, etc. Des mélaphyres et des porphyres rouges se rattachent essentiellement aux dépôts du grès rouge. Il n'est point

encore prouvé que les couches de la vallée du Dniester, désignées sur les cartes par le nom de grès rouge, fassent réellement partie de cette formation.

Le calcaire coquillier (muschelkalk) ne s'est rencontré jusqu'à présent que dans le territoire de Cracovie.

Le Jura ne paraît que fort en sous-ordre dans quelques localités des alentours de Brünn; il acquiert plus d'importance dans le territoire de Cracovie.

Les dépôts wealdiens ne sont encore connus qu'en une localité très-restreinte des environs de Krems en Autriche.

La formation crétacée supérieure est, de toutes les formations fossilifères, celle qui occupe le plus d'espace en Bohême, où elle recouvre, presque sans solution de continuité, une grande étendue limitée à la frontière nord-est de cette province. La totalité des cercles de Leitmeritz, de Bunzlau, de Bidschow, de Königsgratz et de Chudim, ainsi que les portions nord de ceux de Czaslau, de Kaurzim et de Rakonitz, sont du domaine de la craie supérieure, qui, en outre, pénètre en Moravie dans la direction sud-est, jusque vers Blansko, près de Brünn.

On y distingue trois étages, qui sont :

a) Le quader-sandstein (grès à moellon) inférieur;

b) Le calcaire du Pläner ;

c) Le quader-sandstein supérieur.

Ces trois étages appartiennent ensemble au système supra-gaultien, et correspondent aux systèmes Cénomanien et Turonien, et en partie aussi au système Sénonien de M. d'Orbigny.

Bien que cachées partout sous des dépôts tertiaires et ne paraissant à la surface que dans les ravins profonds, les couches crétacées supérieures sont également

très-répandues dans le territoire de Cracovie, près de Lemberg et dans la plaine du Dniester.

Les dépôts tertiaires supérieurs paraissent, dans la région en question, sous la forme de bassins étendus et très-importants à raison des combustibles fossiles qu'ils renferment. Tels sont les bassins de Wittingau et de Budweis dans le sud de la Bohême, et ceux d'Elbogen, de Saatz et d'Eger dans la portion nord-ouest de cette province. Ce sont toutes des formations d'eau douce.

B. *Région des Alpes.*

Cette région embrasse des portions considérables de l'Autriche inférieure et supérieure, la totalité du Tyrol et du Salzbourg, la portion nord du royaume Lombardo-Vénitien, la Carinthie, la Styrie presque en entier, la Carniole, le territoire de Trieste, l'Istrie, la Dalmatie; elle se continue de plus jusque dans une partie de la Hongrie, de la Croatie et de l'Esclavonie. Outre des cartes spéciales, exécutées par les soins de l'Institut impérial et royal de géologie, et celle du Tyrol, due aux efforts de la société géologique et minière de cette province, on possède encore, relativement à la région des Alpes, la carte spéciale du nord de la Styrie, que la société géologique et minière de cette province a fait lever par MM. de Morlot, Dr Rolle et Dr Andrae. Les savants, qui ont contribué le plus à faire connaître géologiquement cette partie de la monarchie autrichienne, sont MM. Dr A. Boué, de Buch, sir R. Murchison, Sedgwick pour la région des Alpes en général; Ehrlich, Partsch, Reuss, Simony, Suess, Zekely, pour l'Autriche inférieure et supérieure; Credner, de Lill, Reissacher, de Russegger, pour le Salzbourg; Cornalia, Cotta, Emm-

rich, Escher, Fabre, de Klipstein, Merian, Petzholdt, Reuss, Studer, pour le Tyrol; Balsamo-Crivelli, Catullo, Collegno, Curioni, Escher, Fuchs, Massalongo, Pasini, de Zigno, pour les Alpes lombardo-vénitiennes; Anker et Unger, pour la Styrie; Canaval, Freyer, Hacquet, Melling, de Rosthorn, pour la Carinthie et la Carniole; Cornalia, de Heyden, Kner, Schlehan pour l'Istrie et la Dalmatie, etc.

Comme on le sait, la chaîne principale des Alpes suit, presque sans aucune déviation, la direction de l'ouest à l'est, depuis le point où elle touche la frontière occidentale de la monarchie, jusque dans les environs de Gratz, mais après avoir atteint la plaine Styrio-Hongroise, elle se sépare en deux branches, dont l'une va rejoindre les Carpathes, en se dirigeant vers le nord-est, tandis que l'autre, suivant une direction sud-est, constitue les montagnes de Warasdin, les Alpes Juliennes et Dinariennes, etc.

Les roches cristallines prédominent dans la portion moyenne de la chaîne principale; elles disparaissent peu à peu au delà du point de bifurcation, et ne se retrouvent plus qu'accidentellement dans chacune des branches latérales, comme, par exemple, dans les montagnes de la Leitha, qui forment une partie de la branche nord, et dans celles de Warasdin et de Karlowitz qui appartiennent à la branche sud-est.

Des dépôts stratifiés fossilifères occupent les versants nord et sud de la zone centrale. Ces dépôts peuvent se répartir en trois zones ou groupes, qui présentent des différences très-marquées et particulièrement visibles sur le versant nord. Ces zones sont:

a) Celle de la grauwacke, dans laquelle prédominent le schiste argileux, la grauwacke, et les roches de nature analogue. Elles ne constituent que des hauteurs peu

considérables et contribuent de préférence à la formation de vallées longitudinales.

b) Celle des calcaires alpins, composée presque exclusivement de calcaires et de dolomies, auxquels sont subordonnés des schistes et des grès. Ces calcaires constituent des masses de montagnes escarpées; celles de la portion est de la région alpine surpassent même en hauteur les cimes formées par les roches cristallines des Alpes centrales.

c) Celle du grès viennois, composée de grès à grains presque généralement fins, auxquels sont subordonnées des couches de marne. Ces grès constituent une chaîne de montagnes peu élevées le long du versant nord des Alpes; ils sont beaucoup moins développés sur le versant sud.

Ce n'est que tout récemment que l'on a réussi, surtout à l'aide des caractères paléontologiques, à séparer en formations et en étages distincts les dépôts qui constituent chacune de ces trois zones. Cette séparation a particulièrement eu lieu dans les portions de la région alpine, représentées sur les cartes spéciales dressées par l'Institut impérial et royal de géologie, et dans celles des Alpes du Tyrol et de la Lombardie, qu'embrasse la carte géologique de la Suisse publiée par MM. Studer et Escher.

Les étages distingués ainsi offrent des caractères qui leur sont propres, et qui ne permettent pas de les mettre en parallèle avec les étages d'aucune des régions étudiées en détail dans le nord de l'Europe. Dans quelques portions de la chaîne des Alpes, des formations contemporaines se retrouvent dans des circonstances tellement discordantes, qu'on s'est vu obligé de créer des dénominations locales pour chacun des étages, non-seulement de la chaîne dans sa totalité, mais même pour

ceux que l'on n'a reconnus que dans certaines portions des Alpes.

L'ordre dans lequel se succèdent ces étages est néanmoins établi présentement sur des bases assez certaines, et l'on est à même de pouvoir assigner à chacun d'eux (au moins approximativement) la place qu'il occupe dans la série normale des formations.

Nous devons, avant de passer à la considération spéciale de chacune des zones que nous venons d'énumérer, revenir encore une fois sur les roches cristallines de la chaîne centrale.

Roches cristallines. — M. Studer a prouvé, comme on sait, que l'axe cristallin des Alpes se compose d'une série de masses isolées, centrales, dans lesquelles prédominent le granit, la protogyne et le gneiss, et qui sont enveloppées de tous côtés par des micaschistes et par des schistes semi-cristallins, verts ou gris. Ce mode de formation ne peut être reconnu que dans la portion ouest de la région qui nous occupe en ce moment. La masse centrale des Oetzthaler-Ferner, située à l'extrémité Est de celles qu'a décrites M. Studer, est suivie, dans la direction de l'est à l'ouest, par celles du Venediger, du Hoch-Narr et de l'Ankogel, cette dernière formant le point-limite à l'est. Le gneiss granitoïde à orthoclase y prédomine. Leur enveloppe schisteuse se distingue par des micaschistes calcaires et des schistes chloritiques puissamment développés, auxquels sont superposés des micaschistes. La partie de la chaîne centrale, qui traverse la portion orientale ou styrienne de la région alpine, est entièrement formée de schistes distinctement cristallins, surtout de gneiss et de micaschistes, dont la composition est souvent très-semblable à celle des roches du Böhmer-Wald et des montagnes bohémo-moraves, etc., et ne présente au-

cune particularité remarquable. Les roches subordonnées à celles dont on vient de parler sont : le granit, manquant entièrement à l'extrémité est de la chaîne, et ne se retrouvant, dans une position fort secondaire, que dans les montagnes de Hainburg, qui sont une continuation des Alpes; les schistes amphiboliques, souvent associés aux serpentines, l'éclogite, les schistes talqueux, les calcaires saccharoïdes, etc., qui tous ne paraissent que localement, en stratification alternante avec le gneiss et le micaschiste.

Roches neptuniennes. — Les formations fossilifères, actuellement reconnues dans la région des Alpes, sont :

1. La formation de la grauwacke.

Elle a pour base des schistes argileux de couleur foncée, passant graduellement aux roches cristallines, auxquelles ils sont superposés ; souvent aussi ils sont remplacés par des quartzites. Les grauwackes schisteuses et arénacées se développent davantage dans les étages supérieurs. Des masses considérables de calcaire et de dolomie occupent toutes les hauteurs.

Cette formation s'étend le long du versant nord des Alpes, en une zone continue, depuis Gloggnitz jusque près d'Innsbruck ; elle ne se trouve au contraire que dans quelques localités isolées le long du versant sud. Les restes de corps organisés y sont trop rares pour servir à établir leur parallélisme avec les étages de la formation grauwackienne, tels qu'on les trouve dans d'autres contrées.

a) Formation silurienne. — La zone du versant nord des Alpes appartient probablement en entier à cette formation ; cependant ce n'est qu'à Dienten, près Werfen, qu'on y a trouvé des restes organiques d'un caractère

décidément silurien. On prétend que c'est à la même formation qu'appartiennent les couches de Kappel en Carinthie et les schistes noirs de Podberna en Carniole, situés les uns et les autres sur le versant sud des Alpes.

b) Formation dévonienne. — On peut considérer comme telle la totalité des schistes argileux et des calcaires au nord de Gratz, sur le versant est des Alpes, remplissant la profondeur d'un golfe formé par les branches des Alpes centrales, divergeant vers le nord-est et vers le sud-est.

2. *La formation carbonifère.*

On est en droit de considérer comme appartenant à cette formation :

c) Les couches calcaires ou schisteuses, à fossiles du calcaire carbonifère, des alentours de Bleiberg et du vallon de la Gail en Carinthie. Les puissants dépôts de schistes et de grès des portions basses du littoral croate, tels que ceux qui se trouvent le long de la Kulpa, correspondent aux couches de Bleiberg.

d) Les schistes et grès de la Stangalpe, manquant complétement aux Alpes septentrionales, mais répandus sur une surface assez étendue dans la portion est des Alpes méridionales, dans le sud de la Styrie et dans le nord de la Carinthie. Ils renferment en grande quantité les empreintes de plantes, qui caractérisent la formation houillère proprement dite. Les grès schisteux de la montagne, sur laquelle est construit le château de Laibach en Carniole, appartiennent également à la formation carbonifère.

e) Le verrucano, conglomérat quartzeux à teintes généralement rouges, pourrait aussi trouver en partie sa place dans la formation carbonifère, quoiqu'une

grande partie de ce dépôt ne soit certainement pas plus ancienne que le trias. Le verrucano manque complétement dans la portion est des Alpes septentrionales ; nos géologues pensent en avoir trouvé les premières traces dans les régions supérieures de la vallée de l'Enns, en Styrie. On n'est point encore à même de décider si une partie des roches marquées comme grès rouge sur la carte du Tyrol, ou de celles auxquelles la carte du Vorarlberg donne le nom de grauwacke, appartient en réalité au conglomérat rouge du terrain carbonifère, ou plutôt à l'époque triasique. Les Alpes méridionales paraissent présenter des développements plus considérables du verrucano ; on ne l'y connaît néanmoins avec quelque certitude que dans les parties qu'embrasse la carte de la Suisse, publiée par M. Studer. D'après les données de cette carte, le verrucano occupe surtout un espace considérable dans les montagnes du Bergamasque.

3. La formation triasique.

On peut distinguer trois étages de cette formation dans les Alpes autrichiennes ; ce sont :

f) Les couches de Werfen, comprenant des grès schisteux, micacés, à teintes généralement rouges ou vertes, désignés sur la plupart des anciennes cartes sous les noms de grès rouge ou de grès bigarré des Alpes méridionales. Ces couches forment une zone, presque entièrement continue, le long de la limite nord de celle des grauwackes, et paraissent également à la surface dans l'intérieur des Alpes calcaires proprement dites, là où des bouleversements locaux ont dérangé la série normale des couches. Elles occupent aussi un espace considérable dans les Alpes méridionales.

g) Les couches de Guttenstein, ou calcaire coquillier

inférieur, nommé ordinairement muschelkalk dans les descriptions et les cartes géologiques des Alpes méridionales. Ce sont des calcaires passant fréquemment à l'état de dolomies et de rauchwackes, généralement alternant en couches minces avec les portions supérieures de l'étage précédent, souvent aussi formant de puissants systèmes de couches au-dessus de l'horizon de ces dernières. Dans les Alpes septentrionales, ces calcaires sont partout associés aux couches de Werfen, et affectent généralement des teintes foncées ; les teintes jaunes prédominent dans les rauchwackes qui en dépendent.

h) Les couches de Hallstatt; elles paraissent dans les Alpes septentrionales, et spécialement en Basse-Autriche et dans la Styrie septentrionale, sous la forme de calcaires à teintes claires ou variées, fréquemment dolomitisées sur une grande étendue. En avançant vers l'ouest, on les retrouve dans la proximité des dépôts salicifères du Salzkammergut, où elles se distinguent par le grand nombre de restes organiques qu'elles renferment. A ces couches de Hallstatt correspondent quelques calcaires des Alpes méridionales, tels que ceux de la Petzen en Carinthie, de Neudegg et d'Idria en Carniole, des environs d'Agordo dans le Vénitien, etc., de même que quelques autres dépôts de cette région, quoique montrant des caractères pétrographiques sensiblement différents. Ce sont, par exemple, le marbre conchylifère opalin de Bleiberg en Carinthie, qu'on retrouve, accompagné de grès, dans la partie nord des Alpes sur la montagne salifère près de Hall en Tyrol, les couches marneuses et riches en fossiles de Saint-Cassian, occupant un grand espace dans le Tyrol méridional, les grès doléritiques des Alpes vénitiennes, etc. Aucune des espèces organiques, dont les débris sont renfermés dans les couches de Hallstatt, ne se retrouve

en dehors de la région alpine ; vu leur position sur la limite supérieure du groupe triasique, on peut néanmoins considérer ces couches comme équivalentes à la formation du keuper en Allemagne.

4. La formation liasique.

On distingue deux étages différents dans les dépôts liasiques des Alpes autrichiennes.

1) L'étage inférieur, tel qu'on le rencontre dans les Alpes septentrionales, a été désigné jusqu'à présent par des dénominations locales fort variées, selon ses rapports pétrographiques. Cet étage peut se subdiviser en :

α. Couches de Gresten, qui sont des grès et des argiles schisteuses, renfermant des houilles et un grand nombre d'empreintes d'espèces végétales, qui, en dehors des Alpes, caractérisent le keuper, le lias, ou même l'oolithe. L'existence de ces couches, auxquelles sont constamment superposés des calcaires, n'est encore constatée avec certitude que dans la portion est des Alpes septentrionales, jusque vers les environs de Gmunden, et dans le voisinage de Fünfkirchen en Hongrie.

β. Couches de Koessen. Ce sont des calcaires et des marnes de teintes presque toujours foncés, répandues sur un espace considérable de toute la zone calcaire nord et sud des Alpes septentrionales, sous le nom de couches à Gervillies.

γ. Couches du Dachstein composées de calcaires, généralement très-purs, de teintes claires, puissamment développés en couches épaisses, qui constituent en grande partie les montagnes les plus élevées de nos Alpes septentrionales, et qu'on a également retrouvés sur un grand nombre de localités dans les Alpes méri-

dionales. Ces calcaires reposent presque toujours immédiatement sur des dolomies puissamment développées, dont l'époque, soit liasique, soit triasique, présente encore quelques doutes.

Ces trois subdivisions (α, β, γ) prédominent évidemment dans la constitution de la zone nord du calcaire alpin, toutes les autres formations n'y occupant vis-à-vis d'elles qu'une position fort subordonnée.

k) L'étage supérieur de la formation liasique embrasse :

α) Les couches d'Adnetz ; ce sont des calcaires rouges ou blancs, à strates minces, caractérisés surtout par le grand nombre de céphalopodes qu'ils renferment. On les connaît dans beaucoup de localités disséminées le long de la chaîne entière, tant des Alpes septentrionales que de la portion sud de ces montagnes. Les couches rouges des Alpes du Nord sont connues sous le nom de lias ou de calcaire ammonitifère rouge, celles de teintes claires ont été nommées marnes tachetées ou à amalthées.

Le calcaire ammonitico-rosso des Alpes méridionales appartient en grande partie aux couches d'Adneth, dont en a également reconnu l'existence dans la forêt de Bakonyi, près d'Almas et de Dotis, en Hongrie.

β. Les couches de Hierlatz ; calcaires rougeâtres, ou gris, souvent granuleux, que l'on n'a encore trouvés que sur un petit nombre de localités des Alpes septentrionales et méridionales.

3. La formation jurassique.

Quoique reconnue sur un grand nombre de localités dans les portions nord et sud de la chaîne des Alpes, les subdivisions de cette formation sont encore bien loin d'être constatées avec certitude.

l) Le Jura inférieur pourrait être représenté dans la portion nord des Alpes par les couches de Claus, et par celles de Vils, les unes et les autres composées de calcaires, d'un rouge brunâtre ou de brique dans les premières, blancs et renfermant une quantité extraordinaire de brachiopodes dans les secondes. Il serait permis de ranger dans ce même étage quelques portions du calcaire ammonitico-rosso et les schistes à empreintes végétales de Rozzo dans les Alpes méridionales. Quant aux calcaires à diphyes de cette portion des Alpes, la position qu'ils occupent dans la série des dépôts jurassiques est encore douteuse.

m) Les calcaires rouges à aptyques des portions nord et sud des Alpes, les calcaires du Canisfluh dans le Vorarlberg, etc., pourraient être considérés comme représentant les dépôts jurassiques moyens.

n) Le Jura supérieur trouve probablement son équivalent dans les calcaires blancs de Plassen, près Hallstatt.

6. La formation crétacée.

Cette formation paraît également, sous des aspects très-divers, dans les différentes régions des Alpes.

o) La craie inférieure (étage néocomien) est représentée dans la portion nord des Alpes, par les couches de Rossfeld, composées de marnes à teintes foncées, quelquefois arénacées, qu'on trouve en plusieurs localités isolées à l'intérieur de la région calcaire de ces Alpes. Les marnes calcaires à teinte claire et à cassure conchoïde, connues sous les noms de couches de Schrambach, de calcaires blancs à aptyques, de marnes ruiniformes, etc., se trouvent à l'intérieur de la région calcaire des Alpes, et fréquemment aussi, sous la forme de couches de quelques pieds seulement d'épaisseur,

dans la portion est de la zone du grès de Vienne. Une grande partie des grès de Vienne proprement dits, surtout ceux de la portion Est de cette zone, où ils alternent avec des bancs de calcaires à bélemnites et à aptyques, doit être également classée parmi les dépôts néocomiens. Le facies général des dépôts crétacés de la partie ouest des Alpes orientales, spécialement de ceux du Vorarlberg, est semblable à celui que ces dépôts présentent dans les Alpes suisses. On distingue deux étages dans la craie inférieure de cette région des Alpes: le néocomien inférieur, composé de calcaires silicifères, alternant avec des calcaires marneux noirâtres, et le calcaire de Schratten (étage néocomien supérieur ou urgonien), qui est de couleur claire, de structure massive et parfois oolithique. Ces dépôts occupent un espace étendu dans la partie du Vorarlberg comprise entre le Rhin et l'Iller; on ne les a point trouvés encore dans les contrées alpines situées plus avant vers l'est. Parmi les dépôts néocomiens figure également le biancone des Alpes méridionales, calcaire marneux blanchâtre, dont les fragments isolés rappellent souvent d'une manière frappante les calcaires blancs à aptyques des Alpes nord.

p) Le gault (craie moyenne) n'a été trouvé jusqu'à présent que dans le Vorarlberg. Il y paraît sous la forme de dépôts marneux, calcaires ou arénacés, de teintes généralement verdâtres, auxquels on a donné aussi le nom de grès à turrilites.

q) La craie supérieure est représentée dans les Alpes orientales par les couches de Gosau. Ce sont des bancs de calcaire, de marne et de grès, alternant entre eux et déposés dans les bassins isolés, et, pour la plupart, dans les parties profondes des vallées de déchirement de la portion est des Alpes calcaires septentrionales. Le

calcaire de Seewer, de texture compacte et noduleuse et de couleur gris clair, reposant en stratification conforme sur les dépôts crétacés inférieurs, remplace l'étage crétacé supérieur dans la portion ouest de la région alpine et surtout dans le Vorarlberg. Cette même place est occupée dans les Alpes méridionales par la scaglia, calcaire quelquefois arénacé, de teintes diverses et fréquemment rougeâtres, et par le calcaire à hippurites, généralement de couleur blanche, qui constitue spécialement une portion considérable des montagnes de l'Istrie et de la Dalmatie.

7. La formation tertiaire.

r) La formation tertiaire inférieure, ou éocène, n'apparaît relativement que fort en sous-ordre dans la portion est des Alpes septentrionales. Sous la forme de calcaires à nummulites et de grès, elle constitue près de Stockerau, au nord de Vienne, une rangée de dépôts isolés et presque tous fort restreints, et une autre *ligne* semblable s'étend des environs de Gmunden jusque vers Salzbourg. L'éocène comprend également une petite masse de grès viennois dans les environs de Klosterneuburg près de Vienne, et peut-être aussi une partie des marnes à couches fortement relevées dans la plaine de Tulln. Cette formation acquiert une bien plus grande importance dans la portion occidentale des Alpes septentrionales; on ne peut plus même douter que la totalité du flysch des Alpes du Vorarlberg n'en fasse partie. Elle parvient enfin au maximum de son étendue dans les Alpes méridionales. Des dépôts éocènes, et spécialement des couches à nummulites s'étendent sur toute la limite sud des Alpes Lombardo-Vénitiennes; elles composent, en concurrence avec le calcaire à hippurites, la majeure partie de la péninsule d'Istrie, et, à ce qu'il

paraît, la presque totalité de la Dalmatie. La Styrie méridionale et la Carniole renferment toute une série de zones de grès et d'argiles schisteuses d'origine éocène; elles courent parallèlement de l'est à l'ouest, et renferment dans leur sein des amas immenses de combustible fossile. La même formation se continue vers l'est dans les montagnes de la Croatie et de l'Esclavonie. La forêt de Bakonyi, ainsi que les environs de Gran et de Bude, en Hongrie, offrent également des étendues considérables de couches nummulitiques et d'argile plastique éocènes.

s) La formation tertiaire supérieure ou néogène se trouve, abstraction faite des grandes plaines tertiaires, sur un grand nombre de points dans l'intérieur de la région alpine, presque toujours sous la forme de dépôts d'eau douce, dans des plaines et des bassins isolés. Ces dépôts, composés généralement d'argile, de sables et de conglomérats stratifiés, sont remarquables par les lignites qu'ils renferment fréquemment.

8. Le diluvium.

Les dépôts de gros gravier ou de conglomérats qui couvrent, jusqu'à la hauteur de quelques centaines de pieds (1), le sol de nombreuses vallées dans les Alpes, appartiennent tous à l'époque diluvienne.

9. Les alluvions.

Ce sont des sables et des graviers déposés dans les lits de toutes les rivières et de tous les ruisseaux, des dépôts de tourbe (peu répandus, mais se trouvant çà et là sur des plateaux élevés), enfin des tufs en plus ou moins grandes quantités, déposés de préférence par les

(1) 1 pied de Vienne = 0m.316; 100 pieds = 31 mètres.

sources qui prennent leur origine dans le grès de Vienne.

Roches volcaniques. — Ces roches traversent tantôt les formations cristallines, tantôt les dépôts fossilifères; comme néanmoins, dans aucune localité des Alpes, elles n'acquièrent une grande importance pour l'exploitation minière, il suffira de les mentionner brièvement dans le présent mémoire.

Elles ne paraissent que fort en sous-ordre dans les Alpes septentrionales; on y connaît les roches suivantes, savoir : 1° les basaltes qui percent les couches cristallines de Landsee en Hongrie; 2° les serpentines subordonnées en partie au grès bigarré et en partie à différents calcaires des Alpes, par exemple celles de Willendorf, à l'ouest de Wiener-Neustadt et de Waidhofen sur l'Yps; elles sont aussi fréquemment en contact avec les schistes amphiboliques de la chaîne centrale, sans que cependant on soit en droit de leur attribuer une origine éruptive; 3° les roches de nature dioritique et trachytique qui traversent les schistes de Werfen et les dépôts de l'étage Gosavien, qui leur sont superposés, telles qu'on les trouve à Saint-Wolfgang et à Ischl dans le Salzkammergut (domaine des salines). Les roches volcaniques sont répandues sur une surface bien plus considérable dans les Alpes méridionales. On y connaît les porphyres rouges et les mélaphyres des Alpes lombardes sur les rives du lac Majeur et du lac de Lugano, ceux des montagnes du Bergamasque, du Tyrol méridional et des environs de Botzen; les basaltes et les mélaphyres de Vicence et de Schio, auxquels se rattachent les basaltes des Euganées, et ceux de la plaine de Hongrie, sur les rives du lac Balaton. On trouve également des roches porphyriques dans les alentours de Cilly en Styrie, etc.

C. *La région des Carpathes.*

Les Carpathes forment comme une énorme couronne de montagnes commençant près de Presbourg, sur la rive nord du Danube. Cette chaîne se relie directement à la branche nord-est de l'extrémité des Alpes, va d'abord au nord, puis à l'est, enfin à l'ouest, donne passage au Danube par le défilé d'Eisern (porte de fer), et finit par se rattacher, sur la rive droite de ce fleuve, aux Alpes Dinariennes, qui forment la branche sud-est de la terminaison de la chaîne alpine. Cette chaîne, conjointement avec les branches des Alpes dont nous venons de parler, entoure la grande plaine tertiaire de la Hongrie et de la Transylvanie. Une branche considérable, partant de la chaîne frontière hongroise-transylvaine dans la direction du nord, sépare la région sud de cette plaine en deux bassins, dont l'un appartient à la Hongrie et l'autre à la Transylvanie. La région nord de la plaine hongroise-transylvaine forme au contraire un tout continu.

On ne possède encore des cartes spéciales que pour quelques portions peu étendues de la région carpathique. La plus importante de ces cartes est celle d'une partie des Carpathes de Silésie, levée par M. le directeur Hohenegger, de Teschen, mais elle n'est pas encore publiée.

On peut, néanmoins, puiser des renseignements de toute espèce, soit sur la totalité de la région en question, soit sur ses différentes parties, dans les écrits et les cartes publiés par MM. Achner, Alth, Becker, Beudant, Bloede, de Born, Boué, Esmark Ferber, Fichtel, Glocker, Grimm, Hacquet, Hohenegger, Hochstetter, Hrdina, Kudernatsch, Lefèvre d'Hellencourt, de Lill, Lipold, de

Pettko, Pusch, Rominger, Schindler, Zeuschner, Zipser, etc.

La constitution géologique des chaînes de la région carpathique présente en général une grande analogie avec celle de la chaîne des Alpes; on peut néanmoins reconnaître quelques différences considérables entre ces deux systèmes de montagnes. Telles sont : la place très-marquée qu'occupent dans les Carpathes les trachytes et les roches dioritiques, le peu d'importance des calcaires alpins, et l'énorme développement qu'y acquiert le grès de Vienne, auquel, par cette raison, on a aussi donné le nom de grès des Carpathes.

Les roches cristallines, les dépôts anciens analogues aux grauwackes et aux calcaires alpins, de même que les trachytes et les diorites, paraissent exclusivement sur le versant intérieur de toute cette couronne de montagnes; le grès carpathique, au contraire, borde partout le versant extérieur, et ne se retrouve que fort en sous-ordre sur quelques localités du versant intérieur.

Les roches cristallines forment des groupes isolés, dont quelques-uns occupent une étendue considérable: elles atteignent le maximum de leur développement dans les Carpathes occidentaux, sur le versant sud du Tatra en Hongrie, et à l'est, dans les districts frontières entre la Bukowine, la Hongrie, et la Transylvanie, de même qu'à l'extrémité sud de la Transylvanie et des montagnes qui séparent cette province de la Hongrie. Outre les schistes cristallins, le granit contribue essentiellement à la formation de ces groupes, surtout dans la chaîne des Petits-Carpathes et dans les monts Tatra.

Les schistes argileux et les grauwackes se rencontrent surtout dans la portion ouest des Carpathes et dans les montagnes frontières de la Hongrie et de la Transylvanie, mais leur position géologique restera

incertaine tant qu'on n'y aura pas trouvé des restes organiques déterminables.

La formation carbonifère n'est encore connue qu'à Szekul, près Reschitza, dans le Banat, et ce n'est que tout récemment que M. Jean Kudernatsch a découvert un dépôt carbonifère considérable à l'est de Steierdorf dans la frontière militaire de la Transylvanie.

Les schistes de Werfen occupent un espace considérable dans les Petits-Carpathes, au nord-est de Presbourg; les fossiles trouvés dans les couches du mont Szállás, près Schemnitz, appartiennent indubitablement à cette formation, qu'on trouve également dans la portion de la vallée de la Körös, traversant la partie est du comitat de Bihar en Hongrie. Cependant il n'est point encore avéré qu'on doive compter parmi cette formation la totalité des couches, désignées sur les cartes géologiques sous le nom de grès rouge, et spécialement celles qui, d'après les observations de M. Zeuschner, bordent les grandes masses granitiques du Tatra.

Probablement, après un examen particulier, les calcaires, plus ou moins répandus sur tous les points de la région carpathique, pourront être classés parmi les différentes formations calcaires qu'on a reconnues dans les régions alpines; pour le moment, l'âge relatif, même des masses principales, reste encore douteux, et d'après l'état actuel de nos connaissances, nous ne pouvons donner que les indications suivantes, quoique incomplètes.

Les couches de Guttenstein sont fort répandues dans les Petits-Carpathes et la vallée de la Körös, à l'est de Grosswardein.

La présence des couches de Hallstatt n'a pu être encore constatée avec certitude sur aucun point de la région carpathique.

Les couches de Gresten se trouvent dans le Banat, les grandes couches houillères près de Steierdorf faisant partie de ce groupe.

Les calcaires du Dachstein se trouveront probablement représentés dans les Carpathes, comme dans les Alpes, par des masses calcaires d'une grande étendue; à ce groupe sembleraient surtout appartenir les calcaires gris clair, qui se trouvent autour des sources de la Körös dans les montagnes frontières entre la Hongrie et la Transylvanie et ceux des Petits-Carpathes.

Le lias supérieur paraît dans les Petits-Carpathes, par exemple près de Neustadtl, au château d'Arva, dans le comitat du même nom, sur plusieurs points du Tatra, etc.; tantôt sous la forme de calcaire rouge d'Adneth, tantôt sous celle des marnes blanches à Amalthées ou de marnes schisteuses grises.

Les dépôts jurassiques, souvent très-riches en restes organiques, se trouvent sur un grand nombre de localités, par exemple dans les Petits-Carpathes, près Szomolan, dans les Carpathes de Silésie à Stramberg, et surtout dans les environs de Teschen; dans le Tatra sous la forme de calcaire rocailleux (Klippenkalk), dans le Banat, près Swinitza et près Steierdorf, sous celle d'oolithe ferrugineuse. Les masses calcaires, surgissant au milieu de la plaine tertiaire de l'Autriche et de la Moravie, par exemple à Ernstbrunn, à Nikolsburg, etc., font aussi partie du groupe jurassique.

Les recherches de M. Hohenegger ont fait reconnaître que le dépôt, compris sous le nom général de grès carpathique, appartenait en grande partie aux étages inférieurs de la formation crétacée; on pourrait même considérer comme leurs équivalents géologiques les grès carpathiques ferrifères de Nadworna en Galicie, décrits par M. Lipold, ainsi que ceux de la Bukowine.

L'étage néocomien comprendrait également les grès carpathiques fossilifères de Krakowitze, près Wieliczka, découverts par M. Zeuschner, les calcaires blancs et les schistes aptychifères de Malatina, Trsztena, Lestinye, Parnitz, etc., dans le comitat d'Arva.

La présence de la formation crétacée supérieure dans le grès carpathique est rendue vraisemblable par les baculites de Friedeck en Silésie, et par les échantillons d'*Exogyra columba*, trouvés à Puchow sur la Waag; elle y est, en outre, représentée par les dépôts gosaviens d'Oláhpian, Neu-Grandistye, Kis-Muntsél, etc., en Transylvanie, et par ceux que M. Kudernatsch a découverts à Pitulat, dans le Banat.

Les dépôts éocènes, spécialement les couches nummullitifères et les schistes ménilitiques à empreintes de poissons, se retrouvent dans un grand nombre de localités de la région carpathique; ces derniers, néanmoins, ne paraissent guère que dans les Carpathes occidentaux, tandis que les premières ont été reconnues sur un grand nombre de points dans les Carpathes de Hongrie, de Silésie et de Galicie, de même qu'en Transylvanie. Une portion considérable des grès carpathiques appartient également à la période éocène.

Les grandes masses cohérentes de roches volcaniques sont composées de trachytes; telles sont les montagnes des districts de Schemnitz et de Kremnitz qui renferment dans leur centre une masse puissante de diorite; le groupe situé entre Gran et Waitzen, sur les deux rives du Danube, également en contact avec la diorite; le groupe du Matra, à l'ouest d'Erlau; la longue chaîne, courant du nord au sud, à l'est d'Eperies et de Kaschau; la chaîne encore plus considérable qui part, dans une direction sud-est du comitat de Zemplin en Hongrie, pour finir près de Nagybánya et de Kapnik, sur la fron-

tière de Transylvanie ; enfin les trachytes de la Transylvanie orientale, qui, s'étendant aussi du nord-ouest au sud-est, semblent être une continuation de la chaîne précédente.

Les basaltes, les diorites, les trachytes, les mélaphyres, etc., paraissent isolément ; et en dehors des massifs principaux, sur un grand nombre de localités de la chaîne des Carpathes.

Des roches volcaniques, spécialement des mélaphyres et des diorites, abondent également dans les montagnes, qui séparent la Hongrie de la Transylvanie.

SUR LE GISEMENT,

L'AGE ET LE MODE DE FORMATION DES MINERAIS DE FER DU DÉPARTEMENT DU NORD ET DE LA BELGIQUE (1).

Par M. MEUGY, ingénieur des mines.

Il ne sera question, dans ce qui va suivre, que du fer hydroxydé géodique connu dans le Nord sous le nom de mine jaune, et qui, en raison de son abondance et de sa bonne qualité, est pour ainsi dire le seul qui soit traité dans les hauts-fourneaux de la Belgique et des environs de Maubeuge.

La mine jaune exploitée dans le pays d'entre Sambre et Meuse repose immédiatement sur les roches du terrain anthraxifère, ou se trouve encaissée dans les fentes et cavités de ce terrain.

Coup d'œil sur la constitution physique et géologique du pays.

Pour bien faire comprendre la nature de son gisement, nous jetterons un coup d'œil sur la constitution physique et géologique de la contrée, en comprenant dans notre description la partie de la Belgique qui avoisine le département du Nord. Des observations limitées à l'arrondissement d'Avesnes n'auraient pu être, en effet, qu'incomplètes, si elles n'avaient été appuyées, corroborées par des faits recueillis au delà de la frontière, où le sol est généralement beaucoup moins recouvert qu'en France, et où, par suite, les explorations

(1) Les lignes suivantes sont extraites d'un mémoire rédigé à l'appui d'une Topographie destinée à éclairer les maîtres de forges sur l'allure, l'étendue et l'avenir des gîtes ferrugineux qui alimentent les hauts fourneaux du pays.

géologiques peuvent être dirigées avec plus de facilité et plus de fruit.

Terrain anthraxifère.

Le terrain anthraxifère intercalé entre le terrain ardoisier et le terrain houiller comprend les systèmes quartzoschisteux inférieur (poudingue de Burnot), calcareux inférieur (calcaire de Givet), quartzoschisteux supérieur (psammites du Condros) et calcareux supérieur (calcaire de Visé), distingués par M. Dumont.

Ses affleurements

Il se rencontre en beaucoup de points dans le département du Nord, sur la rive droite de la Sambre, et cesse de paraître sur la rive gauche, si ce n'est le long de certaines vallées près de Saint-Waast-les-Bavay, Bellignies, Taisnières-sur-Hon et Villers-sire-Nicole. A part ces dernières localités, on peut le considérer comme limité au nord-ouest par la Sambre, depuis la frontière de Belgique jusqu'aux carrières du Pont-du-Bois (commune de Sassegnies), et au sud-ouest par une ligne droite tirée desdites carrières à Cartignies, puis par la petite helpe de Cartignies à Rocquigny (Aisne). Dans cet espace, qui figure une espèce de triangle ayant pour sommet le village de Sassegnies et pour base la frontière belge d'Anor à Jeumont, les schistes (aguaises) et calcaires anciens prédominent et sont seulement recouverts sur quelques plateaux par des couches plus récentes.

Son niveau, son relief, son aspect.

En dehors de l'espace qui vient d'être circonscrit, on ne rencontre plus dans le Nord que des marnes crayeuses quelquefois cachées sur les hauteurs par des sables et des glaises tertiaires. Le niveau du terrain anthraxifère se rapproche, en effet, de plus en plus de la surface au fur et à mesure qu'on s'avance à l'est vers la frontière belge. C'est ainsi qu'en suivant la grande route de Maubeuge à Philippeville, on commence à rencontrer près de Cousolre un terrain plus montagneux

et plus accidenté. Le sol prend un relief plus prononcé; les vallées deviennent plus larges et plus profondes, en un mot, la physionomie de la contrée se peint en traits plus accentués, plus hardis. Aux environs de Couvin, de Nîmes, de Dourbes, ce sont de véritables montagnes entrecoupées de ravins, où se dessine le profil si varié des couches calcaires qui forment leurs escarpements et qui, par l'absence de toute végétation, donnent à cette contrée l'aspect le plus sauvage et le plus pittoresque. Ici le terrain ancien se trouve presque toujours à nu, et les gîtes minéraux qu'il renferme et qui apparaissent sur les sommets ou sur les flancs des rochers peuvent être exploités quelquefois jusqu'à plus de 200 pieds de profondeur. En revenant de Couvin, vers la frontière française, le terrain s'abaisse peu à peu, l'horizon devient plat et l'on n'aperçoit plus que de petites vallées peu profondes comparativement aux larges coupures dont les Ardennes belges sont sillonnées. Les diverses couches du terrain anthraxifère qu'on ne voit plus guère que sur les côtes rapides ou dans le fond des ruisseaux sont aussi la plupart du temps masquées sur les plateaux par des terrains plus modernes. Il semblerait que l'action des eaux qui s'est traduite au delà de la frontière par d'immenses ruines de roches découpées sous toute espèce de formes a pu s'exercer d'une manière plus complète vers Avesnes, en faisant disparaître les inégalités primitives du sol et en amenant celui-ci jusqu'aux niveaux qu'ont atteints successivement les mers crétacée et tertiaire.

La structure tourmentée du sous-sol des environs d'Avesnes est donc loin d'être décelée extérieurement comme vers le nord-est; elle est le plus souvent dissimulée par les couches qui reposent horizontalement sur le terrain ancien, et quand on rapproche par la pensée

l'uniformité apparente du sol de ses rides souterraines, on comprend toute la puissance du cataclysme destructeur dont l'effet a été de transformer en contrée habitable un pays qui, dans l'état de nature, ne devait être hérissé que de crêtes inaccessibles.

Dislocations qu'il a éprouvées.

On trouve dans le terrain anthraxifère de la Belgique et du nord de la France les traces des soulèvements désignés par M. Élie de Beaumont sous les noms de :

Système des Pays-Bas et du sud du pays de Galles, compris entre le zechstein et le grès des Vosges et dirigé E. 5° S. à O. 5° N.;

Système du Rhin (N. 21° E. à S. 21° O), entre le grès des Vosges et le trias;

Système du Thuringerwald (O. 40° N. à E. 40° S.), entre le trias et le terrain jurassique;

Et le système de la Côte-d'Or, dirigé E. 40° N. à O. 40° S. et compris entre les terrains jurassique et crétacé.

Ce sont les deux extrêmes, le plus ancien et le plus récent de ces systèmes, qui dominent dans l'entre Sambre et Meuse.

Il convient d'ailleurs de ne regarder leurs directions que comme s'appliquant aux masses considérées dans leur ensemble; car il y en a beaucoup d'autres intermédiaires qui se trouvent au passage d'un système à l'autre, ou qui dépendent de l'irrégularité même du plissement.

Direction générale des couches dans l'arrondissement d'Avesnes.

Dans l'arrondissement d'Avesnes, les couches sont orientées, en général, de l'est à l'ouest ou de l'est quelques degrés nord à l'ouest quelques degrés sud.

Nous verrons plus loin que les soulèvements dont nous venons de parler sont la cause première à laquelle doit être attribuée la disposition particulière des gîtes ferrugineux; mais avant d'aborder les conséquences

qui découlent du plissement du terrain anthraxifère, il convient de faire connaître la nature des terrains crétacés et tertiaires que les puits des mines traversent fréquemment avant d'atteindre le minerai.

Si nous négligeons la couche d'argile jaune superficielle correspondante au diluvium ancien et les alluvions modernes qui suivent le cours des rivières, nous avons à examiner successivement en procédant de haut en bas :

1° Le terrain tertiaire inférieur;
2° Le système marneux du terrain de craie;
3° Le greensand inférieur;
4° Le terrain wealdien.

Terrain tertiaire inférieur.

Le terrain tertiaire correspond à celui connu sous le nom d'argile plastique dans le bassin de Paris. Il est caractérisé par des bancs de sable et de glaise et renferme quelquefois des couches de cendres noires qui sont l'équivalent exact des lignites du Soissonnais. On peut l'observer surtout dans les communes de Sains, Sars-Poteries et Dimont, où la glaise est employée à la fabrication de la poterie et les cendres exploitées comme engrais. On rencontre aussi le même terrain dans beaucoup d'autres communes où sont ouvertes des carrières de sable et de grès, notamment à Trélon, Glageon, Saint-Hilaire, Dourlers, Berlaimont, Hautmont, Beaufort, Maubeuge, Hargnies, la Longueville, etc.

Système marneux du terrain de craie.

Les marnes du terrain de craie de couleur grise, gris jaunâtre ou verdâtre, alternent vers la partie supérieure de l'étage avec des bancs de craie à silex connus à Valenciennes sous le nom de *cornus*. On voit ces marnes et ces craies à silex affleurer le long de la plupart des vallées, sur la rive gauche de la Sambre, où elles sont exploitées, soit pour la fabrication de la chaux, soit pour la confection des briquettes de houille,

soit enfin comme amendements. Les mêmes marnes se prolongent aussi sur la rive droite et forment la partie supérieure du plateau qui sépare les deux Helpes entre Cartignies et Marbaix.

Greensand ou sable vert inférieur.

Le greensand proprement dit consiste principalement en sables plus ou moins argileux d'un vert foncé qu'on rencontre souvent au-dessus des roches anciennes. Je l'ai observé surtout de Fourmies à Landrecies, au sud de la Grande-Helpe, où ses affleurements se dessinent sur les flancs de tous les coteaux. A Marbaix, il constitue la surface du sol sur une assez grande étendue, et il est dominé par le plateau marneux dont il vient d'être question. Cette couche est supportée elle-même par une roche d'une nature particulière qui repose immédiatement sur le terrain ancien et qu'on peut observer aux environs de Berlaimont et de Bavay.

Ainsi, dans les carrières de pierre du Pont-du-Bois, ouvertes sur la rive gauche de la Sambre et au bord de la forêt de Mormal, on voit reposer en stratification discordante sur le calcaire carbonifère des terrains qui frappent tout d'abord par la couleur verdâtre très-prononcée d'une couche située vers le milieu de leur épaisseur. On trouve de bas en haut :

1° 0m,80 à 1 mètre d'une roche dure très-cohérente consistant en une pâte argilo-calcaire blanchâtre, où sont disséminés des grains de sable vert et de limonite, et des grès roulés d'un jaune cire. On y remarque de nombreux fossiles et entre autres des ammonites. Cette roche fait une vive effervescence avec les acides.

2° 0m.50 d'argile marneuse tendre, de couleur jaune ou blanchâtre, avec sable vert et limonite, moins fossilifère que la couche précédente.

3° 1 mètre d'argile très-verte mélangée de sable fin

de même couleur, dans laquelle on ne voit plus de limonite, et qui rappelle le greensand des environs de Marbaix, Avesnes, etc. Elle renferme de nombreux fossiles parmi lesquels on distingue des ostrea de diverses espèces et des pecten. Ces coquilles, dont quelques-unes sont très-minces et par suite très-fragiles, sont très-bien conservées.

Le tout est recouvert par 2^m,50 environ de cailloux et de limon.

Plus au nord, aux environs de Bavay, le même système s'étend en nappe horizontale sur le terrain dévonien. Seulement la nature des roches est un peu différente, soit par suite de la concentration des fossiles en certains points, soit par suite de la plus grande abondance du calcaire qui forme ici des bancs assez réguliers au milieu de la masse; mais leur position relativement aux dièves du terrain de craie et la présence du sable vert et des grains de limonite qui deviennent parfois assez fréquents pour donner lieu à un véritable minerai, ne peuvent laisser de doute sur la contemporanéité de ces couches avec celles de Berlainmont.

Dans une grande carrière de pierre bleue appartenant à M. Malengraux, sur la rive droite de l'Hogneau (commune de Bellignies) et près de la chaussée de Bavay, le calcaire ancien est recouvert par une couche ferrugineuse de 1 mètre environ d'épaisseur avec grès roulés à la partie inférieure, sur laquelle se trouve assise une marne grise chloritée qui n'est autre que le tourtia (1).

---

(1) Pour ne pas faire confusion, il est utile de donner ici une courte explication sur le mot *tourtia*. Dès 1836, M. d'Archiac a donné le nom de poudingue nervien à la couche ferrugineuse des carrières du Pont-de-Bois et de Bellignies, qui existe à Montignies-sur Roc, à Tournay, etc.; mais il a presque aussitôt

Cette couche ferrugineuse consiste en un dépôt coquillier coloré par l'hydroxyde de fer et au milieu duquel on remarque des lentilles de sable vert et des veinules de minerai. Le dépôt n'a pas de consistance, mais il est traversé par des bancs durs de calcaire blanchâtre qui ont ici 1 à 2 décimètres d'épaisseur et qui sont connus à Bavay sous le nom de *pierres des Sarrasins*. Ces calcaires sont plus ou moins chargés de limonite et passent à un minerai de fer qui est à la fois calcaire et siliceux. Celui qui a été découvert il y a quelques années, par feu M. Crapey, à la partie supérieure d'une carrière qu'il exploitait dans la même commune, est composé d'une agglomération de petits fragments roulés et à surface polie de fer hydroxydé jaune, disséminés dans une pâte à la fois ferrugineuse, calcaire et siliceuse. On y distingue de petites facettes brillantes de carbonate de chaux et des cristaux de quartz qui forment des filets ou de petites géodes au milieu de la masse. L'analyse que j'en ai faite m'a donné :

Peroxyde de fer.	0,485
Alumine libre.	0,010
Carbonate de chaux.	0,220
Quartz et argile.	0,185
Eau.	0,000
	1,000 (1)

L'amas coquiller et ferrugineux dont il est question

abandonné ce nom pour adopter celui de *tourtia* que M. Dumont a conservé, en appliquant le mot nervien au grand système marneux compris entre le greensand et la craie blanche. Toutefois, comme on est habitué dans le nord à désigner par *tourtia* une roche marneuse avec grains verts différente de celle de Bellignies, et placée à la base des marnes crayeuses, nous conserverons à ce mot le sens qu'on lui attribue généralement, en évitant de l'appliquer à la roche ferrugineuse de Bellignies.

(1) Ce minerai doit être d'excellente qualité et donner de très-bonne fonte d'affinage.

renferme beaucoup de fossiles, parmi lesquels on remarque une grande quantité de polypiers, des ostréas de diverses espèces et surtout l'ostrea carinata, des cardium, etc.

Près du moulin d'Hergies, dans la carrière Luc, située comme les précédentes sur la rive droite du même ruisseau, on observe sur le calcaire bleu une croûte de minerai plus ou moins épaisse au milieu d'un sable vert argileux recouvert par les cailloux de la période quaternaire. Ce minerai, qui a déjà été exploité par la société de Denain, est celluleux, caverneux, et a la plus grande analogie avec celui qui couronne le plateau de Quiévy-le-Petit, entre Maubeuge et Mons, lequel est aussi compris dans le même terrain.

Dans quelques localités, principalement aux environs de Bavay, le greensand renferme des minerais de fer granuliformes qui ne laissent pas que d'offrir un certain intérêt pour l'industrie métallurgique et qui établissent une liaison intime entre ce terrain et celui du pays de Vouziers, où l'on extrait des minerais de même nature pour l'alimentation des hauts-fourneaux.

Ainsi, dans une carrière ouverte en la commune de Hon-Hergies, près de la scierie de marbre de M. Lécuyer et en face du bois Verdiau, j'ai vu dans une fente existant dans le calcaire bleu dévonien un sable jaune quartzeux à gros grains et des glaises grises avec minerai de fer géodique sous une argile verte fossilifère et ferrugineuse, dans laquelle on remarquait encore des géodes de peroxyde de fer hydraté ; puis venait une couche coquillière avec sable et fragments roulés de quartz et de limonite de $0^m,15$ d'épaisseur, tout à fait semblable au dépôt de même nature signalé dans la carrière Malengraux ; puis en dehors de la fente, $0^m,20$ de glaise grise et une couche de minerai de fer granuliforme de 1 à 2 mètres

de puissance, qui ressemble complétement à celui de Grand-Pré. Il existe aussi des minerais en grains semblables aux précédents sur un plateau situé au nord du village de Saint-Remy-Chaussée; mais ils reposent ici directement sur les glaises avec fer hydroxydé géodique et rappellent par leur nature plus argileuse et leur aspect jaunâtre certaines argiles ocreuses avec grains de mine, supérieures à la couche ferrugineuse exploitée dans l'arrondissement de Vouziers. Ces minerais, beaucoup moins riches que ceux d'Hergies et qu'on rejette à Grand-Pré, ont été extraits par la compagnie des hauts-fourneaux du Nord.

La coupe des puits était la suivante:

Argile jaune et silex à la partie inférieure (terrain quaternaire)	3 mètres.
Argile verte	1
Minerai en grains dans l'argile et blocs roulés de phthanite au-dessous	3
	7 mètres.

On retrouve ici, sur le fer hydraté pisolithique, la même argile verte que celle qui est superposée au minerai de même nature dans les Ardennes.

Je n'ai d'ailleurs observé jusqu'ici ce dépôt ferrugineux si intéressant en aucun autre point de l'arrondissement d'Avesnes.

Terrain wealdien.

Le terrain wealdien, de formation fluviatile, qui prélude au système crétacé et que M. Dumont comprend dans son système aachenien, est le terme le plus bas de la série des couches postérieures au terrain houiller qu'on puisse observer dans le Nord. Il doit fixer toute notre attention; car nous nous proposons de faire voir qu'il est contemporain des gîtes ferrugineux de la Belgique et du département du Nord.

Ce terrain comprend des graviers, des sables le plus souvent jaunes, à grains opaques, plus ou moins gros, et des argiles plastiques de diverses couleurs avec pyrites et débris de végétaux fossiles. Roches dont il se compose.

Il est surtout développé dans les communes de Féron, Glageon, Wignehies, Sars-Poteries, Ferrière-la-Petite, Rousies et Boussois. A Ferrière-la-Petite, la glaise est l'objet d'exploitations assez importantes pour la fabrication de la poterie. On extrait à Wignehies, dans le même terrain, un sable jaune, gris, blanc et noir, dont les grains sont de la grosseur d'une tête d'épingle et qui renferme des espèces de poches de glaise grise, dans laquelle se trouvent des blocs de grès arrondis. Un puits creusé sur une hauteur, au nord de l'église, a aussi rencontré les gros sables avec débris de végétaux fossiles au-dessous du greensand. J'ai constaté la même superposition entre Féron et Fourmies, et dans la commune de Glageon, où le sable grossier se trouve à un niveau inférieur au greensand, qui recouvre le plateau de Couplevoie. Je l'ai observée aussi à Sars-Poteries, où affleure près du ruisseau le sable jaune à gros grains bien caractérisé, tandis que la hauteur entre Dimechaux et Sars est couronnée par des sables blancs et des grès tertiaires alternant avec des couches de glaise bitumineuse et des cendres noires exploitées pour l'amendement des terres. Points où il a été observé.

On emploie le même sable pour réparer les costières des hauts-fourneaux de Ferrière-la-Grande.

A Sars-Poteries, à Ferrière-la-Petite, à Rousies, à Boussois, on trouve souvent les grains de sable et de gravier au milieu même du minerai de fer, et il est remarquable que ces minerais sableux ne se rencontrent qu'à l'est de la route d'Avesnes à Maubeuge, là où le sol ancien commence à plonger plus fortement vers la

Sambre, comme si cette limite des sables indiquait la séparation entre les anciens rivages et la plage couverte à l'ouest par des eaux plus profondes.

L'argile grise réfractaire d'Hautrage, Villerot, Beaudour (Belgique), appartient aussi au même dépôt. Cette argile est souvent pyriteuse; elle empâte des blocs de grès plus ou moins volumineux, et alterne avec des couches d'un sable fin gris cendré à lignites, qu'on retrouve aussi sur le sommet de la petite colline qui s'élève à l'ouest du village de Glageon. La lignite est d'un noir foncé, et renferme des fragments de bois de même couleur, à texture compacte, sonores et légers. On ne rencontre aucune coquille dans ces sables au milieu desquels les lignites se sont formés dans certaines circonstances, soit à la manière des tourbes, soit par des apports de débris végétaux charriés par les eaux fluviales.

A 2 kilomètres 1/2 à l'est de Tournay, dans une ancienne carrière sur la rive droite de l'Escaut, le système aachenien est représenté par des restes de végétaux fossiles et par des argiles noires pyriteuses, inférieures à un dépôt de cailloux roulés et de sables quartzeux à gros grains.

C'est le même terrain qu'on désigne à Anzin par le nom de torrent.

C'est encore à ce même système que se rapportent les sables et les glaises grises ou noirâtres avec lignite et minerais de fer, qui sont visibles dans une excavation faite pour les remblais du chemin de fer, à la traversée de la vallée de Beaume entre Mons et Manage.

Il faut y rattacher aussi les glaises pyriteuses avec indices de lignite qu'on a trouvées à la sucrerie de Férin (canton de Douai sud), à 160 mètres de profondeur, sous le tourtia du terrain crétacé, ainsi que les argiles

noirâtres; veinées de pyrites qu'on a rencontrées à Cysoing et à Villems (arrondissement de Lille) dans la même position géologique.

On voit que ce système repose tantôt sur le terrain houiller, comme à Denain et Anzin; tantôt sur le calcaire carbonifère, comme à Tournay, Sars-Poteries; tantôt enfin sur les roches du terrain dévonien, comme à Wignehies, Féron, etc.

J'ai vu, sous le greensand, les mêmes sables et les mêmes glaises accompagnés aussi de minerais dans plusieurs carrières voisines d'Houdin et de Boussois. Je rappellerai ici le fait remarquable observé dans la commune de Hon-Hergies, et dont il a déjà été question ci-dessus. Le sable jaune à gros grains et les glaises avec minerais de fer se trouvent là sous une argile verte fossilifère, qui supporte elle-même une couche de minerai en grains d'un mètre de puissance. A Boussois, dans une carrière appartenant au sieur Cordier, on voit le minerai au milieu de gros sables et de glaises grises et rouges, sous un dépôt argilo-sableux coquillier, avec grains verts, rappelant parfaitement les terrains analogues des carrières du Pont-du-Bois (couches nos 1 et 2, page 152), et où les coquilles forment quelquefois, par leur masse, de véritables bancs calcaires qui représentent évidemment le *Sarrazin* des environs de Bellignies. Ce dépôt est recouvert par l'argile sableuse verte du greensand et par les marnes verdâtres nerviennes.

Il s'étend de Tournay jusque dans le pays d'entre Sambre et Meuse et comprend le minerai de fer.

Le système aachenien ou wealdien existe donc sur une grande étendue de territoire, puisque je l'ai suivi en quelque sorte pas à pas depuis Tournay jusqu'à Mons et Avesnes. On le retrouve encore, bien qu'avec moins de continuité, et seulement au milieu des cavités du terrain anthraxifère, dans tout le pays d'entre Sambre et Meuse, où il est associé au peroxyde de fer hydraté. Les

minerais des environs de Fraire et de Morialmé se trouvent, en effet, tantôt au milieu de terres grasses (*dèles*, *dièles*) de diverses couleurs, tantôt au milieu de sables ou de graviers (*recheux*), qui constituent ce que les ouvriers appellent la *nourriture* de la mine. La *mine salée* des environs de Couvin n'est autre qu'une pâte ferrugineuse dans laquelle sont incrustés des grains de sable et de gravier. C'est un véritable poudingue à noyaux de quartz. En un mot, j'ai reconnu les roches caractéristiques du système aachenien dans la plupart des minières que j'ai visitées en Belgique et dans le département du Nord.

Résumé des différentes couches que peuvent rencontrer les sondages ou les puits avant d'atteindre le minerai.

Pour résumer ce que nous venons de dire sur les dépôts superposés au terrain anthraxifère dans l'entre Sambre et Meuse, nous observerons que les sondages opérés pour la recherche du minerai de fer et les puits qui servent à son extraction peuvent traverser les couches suivantes :

1° Argile jaune ou limon superficiel. . . . . 2° Silex, fragments de grès, etc., empâtés dans l'argile (terrain à cailloux).	Terrain quaternaire.
3° Couches de sable blanc, gris, jaunâtre, et de glaise grise ou noirâtre avec ou sans lignite.	Terrain tertiaire (argile plastique).
4° Marnes grises, jaunes, bleuâtres ou verdâtres (dièves), glauconifères à la partie inférieure.	Marnes inférieures du terrain de craie.
5° Argile sableuse verte ou sable vert argileux coquillier, avec grès roulés de couleur jaune souvent assez volumineux à la base.	Greensand inférieur.
6° Graviers, sables à gros grains et glaises de différentes couleurs avec minerais de fer.	Système aachenien (terrain à minerai).

L'épaisseur de chacun de ces terrains doit être très-variable. Il peut même se faire qu'ils manquent partiellement ou en totalité, et que celui qui recèle le minerai vienne affleurer à la surface du sol.

On trouve habituellement le fer hydroxydé en amas cunéiformes, inclinés à l'horizon, et allongés parallèlement à la direction des couches calcaires et schisteuses. Disposition particulière des gîtes ferrugineux.

Cette disposition devait ressortir comme conséquence immédiate des dislocations que le terrain anthraxifère et le terrain houiller ont éprouvées avant le dépôt du minerai. En effet, on peut se rendre compte du froncement de ces terrains, en concevant qu'à certaines époques des groupes de forces échelonnées du sud-ouest au nord-est ont surgi de l'intérieur du globe et se sont exercées obliquement vers le nord, de manière à refouler les couches encore pâteuses et à les replier sur elles-mêmes en donnant lieu à une série d'ondulations plus ou moins prononcées. Mais cet effet n'a pu se produire qu'en occasionnant dans le massif des fractures parallèles à la direction suivant laquelle s'opérait le plissement du terrain; et ces fractures ont dû se déclarer surtout au contact des roches de composition différente, dont l'adhérence, et par suite la résistance à l'écartement, devait être certainement moins considérable qu'entre les couches de même nature. Aussi rencontre-t-on habituellement les minerais entre le schiste et le calcaire. Cependant on le trouve souvent dans l'une ou l'autre de ces roches où il peut exister aussi des fentes. Seulement on remarque que les gîtes encaissés dans l'aguaise sont en général plus étroits et plus réguliers que ceux qui touchent au calcaire; et de plus, que partout où le calcaire sert de paroi, sa surface est inégale comme si elle avait été usée, corrodée par une liqueur acide. Elle est due au plissement que le terrain anthraxifère a subi avant le dépôt du minerai.

Le terrain anthraxifère a été aussi nivelé antérieurement au dépôt du minerai. C'est ce qui résulte de l'horizontalité du plan de séparation entre les couches Le terrain anthraxifère a aussi été nivelé antérieurement au dépôt du minerai.

wealdiennes et les tranches inclinées de ce terrain. Toutefois, il convient d'observer que la surface du bassin wealdien est moins uniforme en Belgique qu'en France, où le niveau général du sol est aussi moins élevé; de sorte que cette surface, qui est, pour ainsi dire, complétement plate au-dessous de Valenciennes, présente des ondulations marquées aux environs de Philippeville. C'est ainsi que les grands gîtes de Fraire et de Morialmé sont déposés dans des vallées du calcaire carbonifère qui, dans l'origine, étaient bordées au nord et au sud par des montagnes schisteuses.

Le plissement a été moins violent et le nivellement plus complet vers Avesnes qu'en Belgique.

Le sol ancien paraît donc avoir été soulevé moins fortement et nivelé plus complétement vers Avesnes que dans l'entre Sambre et Meuse, et cette hypothèse est parfaitement d'accord avec les faits. Car si l'on jette les yeux sur la coupe générale (Pl. IV, *fig.* 2) qui est dirigée du sud-ouest au nord-est, on voit aux deux extrémités de cette coupe, à Fraire comme à Berlaimont, du calcaire carbonifère qui n'existe pas dans la partie moyenne où la dénudation que le sol a éprouvée a eu pour effet de découvrir les couches dévoniennes inférieures.

Conséquence de cette remarque.

Il résulte de là que les bas fonds ou les fissures dont le terrain anthraxifère est traversé, et par conséquent les amas ferrugineux qui ont rempli ces cavités, doivent être généralement moins larges, moins profonds et moins continus aux environs d'Avesnes qu'en Belgique.

Nous avons dit que le terrain anthraxifère comprenait quatre systèmes principaux, savoir, en procédant par ordre d'ancienneté :

1° Le système quartzo-schisteux inférieur ;

2° Le calcaire inférieur ;

3° Les psammites du condros ;

4° Le calcaire supérieur.

Ces divers systèmes forment sur la rive droite de la Sambre une série de bandes dirigées à peu près de l'est à l'ouest.

Bandes formées par les différentes couches du terrain anthraxifère; leur description minéralogique.

La coupe (*fig.* 3) rend bien compte de cette disposition qui résulte à la fois du plissement que le terrain anthraxifère a subi, et du nivellement qui a été opéré ensuite à la surface par l'action érosive des eaux. Cette action a eu pour résultat de détruire le dessus des plis et de faire ainsi disparaître les couches supérieures qui masquaient les plus anciennes, de sorte que celles-ci ont été découvertes dans la convexité des rides, tandis que les plus modernes sont restées visibles dans les parties concaves.

Système quartzo schisteux inférieur.

Le système quartzo-schisteux inférieur est composé de poudingues, de grès, de psammites et de schistes rougeâtres et gris bleuâtres. Il constitue la partie sud-est de l'arrondissement d'Avesnes, d'Anor au hameau de Couplevoie, et se relève au nord, près de Mairieux, Villers-Sire-Nicolle, Gognies-Chaussée et Taisnières-sur-Hon (1). Les fossiles que j'y ai remarqués et qui sont assez rares appartiennent aux genres *encrine*, *cyatophyllum*, *térébratule*, *leptœna*, *spirifer*. Il existe à la partie supérieure de l'étage et en stratification concordante au milieu des schistes une couche régulière de péroxyde de fer en très-petits grains, d'un rouge foncé, dans une argile, tantôt blanchâtre, tantôt d'un vert pâle, très-fine et très-douce au toucher (2).

---

(1) On a découvert à Villers-Sire-Nicolle, au milieu des grès rouges de ce système, une petite couche de schiste imprégnée de cuivre carbonaté vert de 0m.30 environ. Cette couche atteint jusqu'à 1 mètre d'épaisseur en Belgique, où elle a été concédée, en 1848, sur les communes de Givry et de Rouvroy.

(2) Ce minerai n'a été traité jusqu'ici que dans les usines du canton de Trélon. On le recherche peu à cause de sa nature

Système calcareux inférieur.

Le système calcareux inférieur consiste en un calcaire bleu compacte, quelquefois métamorphisé, et passant alors à une dolomie métallifère dans laquelle on trouve de la galène, de la blende et de la calamine (Villers-en-Fagne, Philippeville, Solre-Saint-Gery (Belgique). Il renferme de nombreux fossiles, parmi lesquels les polypiers sont surtout prédominants (*orthocère*, *térébratule*, *spirifer*, *encrine*, *cyatophyllum*, *spongites*, etc.). Ce calcaire affleure à Trélon, Glageon, Féron, et forme aussi plusieurs bandes aux environs de Maubeuge.

Système quartzo-schisteux supérieur.

Au calcaire inférieur succèdent les psammites du Condros, qui recouvrent une grande partie de l'arrondissement d'Avesnes et qui s'étendent presque sans interruption depuis Trélon jusqu'à Consolre, de part et d'autre de la frontière. Le psammite grisâtre et le schiste argileux gris ou jaunâtre sont les roches caractéristiques de cet étage qui comprend aussi, surtout à sa base et vers sa partie supérieure, des couches de calcaire subordonné plus ou moins argileux (1). Ceux de la base donnent un marbre gris rosé, et se voient bien entre Wallers et Baives, à Rance et dans d'autres localités de la Belgique.

---

sulfureuse et de la difficulté des transports. J'ai trouvé pour sa composition :

Peroxyde de fer	0,638
Alumine	0,083
Argile	0,220
Eau	0,045
Pyrites	0,0065

L'échantillon analysé avait séjourné plusieurs mois dans ma collection.

(1) Ces bancs de calcaires argileux sont susceptibles de fournir des chaux hydrauliques. Du reste, cette propriété ne leur appartient pas exclusivement, puisqu'on peut aussi rencontrer des calcaires de même nature dans les deux systèmes calcareux inférieur et supérieur (Couvin, Tournay, etc.).

Le système calcareux supérieur est serré dans les plis du schiste et forme entre Etrœungt et Maubeuge plusieurs bandes qui présentent leur plus grande largeur du côté de la Sambre et s'amincissent vers l'est. On y distingue deux couches calcaires séparées par un banc de dolomie, l'une supérieure à *productus* et l'autre inférieure formée par un calcaire gris compacte avec beaucoup d'*encrines*, dont on fait un marbre connu dans le commerce sous le nom de petit granite. Au milieu de ces calcaires sont intercalées des couches de phthanite de même couleur. **Système calcareux supérieur.**

Les bandes formées par les divers systèmes du terrain anthraxifère sont indiquées, ainsi que les minerais qui les suivent, sur la carte géologique du sous-sol (Pl. III, *fig.* 1).

On voit que la mine jaune se rencontre dans tous les étages de ce terrain. Elle a même été signalée dans le terrain ardoisier des Ardennes, où elle forme des veines ou des amas couchés (1). Nous l'avons vue aussi au-dessus du terrain houiller, près de la Louvière, entre Mons et Manage (page 158); de sorte que ces minerais ont été répandus à peu près uniformément sur tout le terrain ancien, et qu'envisagés dans leur ensemble, ils sont comme les éléments d'une vaste nappe horizontale reposant en stratification discordante sur les couches inclinées de l'Ardenne. **Les gîtes ferrugineux ne sont que les éléments d'une même nappe horizontale.**

On a quelquefois supposé que le minerai de fer formait des couches intercalées au milieu des schistes et des calcaires (2); mais cette opinion ne peut plus être sou- **Opinion erronée émise sur le gisement des minerais.**

(1) *Statistique minéralogique et géologique des Ardennes*; par MM. Sauvage et Buvignier, p. 113.

(2) *Notice sur les gîtes métallifères de l'Ardenne* (*Annales des mines*, 3ᵉ série, tome IV, page 413).

tenue aujourd'hui. Il arrive souvent, à la vérité, surtout lorsque le minerai se trouve encaissé dans l'aguaise, qu'il conserve une épaisseur à peu près constante jusqu'à la profondeur qu'atteignent les travaux, et cette circonstance peut quelquefois induire en erreur à cause de la ressemblance qui existe alors entre le dépôt ferrugineux et une couche régulière. Mais les développements que nous allons donner sur la constitution intime des gîtes, joints aux considérations géologiques exposées précédemment, montreront jusqu'à l'évidence que ceux-ci ne sont point des couches, mais bien des amas postérieurs aux plissements du terrain ancien.

Les *fig.* 4 et 5 donnent une idée assez exacte de l'allure générale des gîtes ferrugineux en plan et en coupe verticale. Chez nous, les cavités qui recèlent le minerai ne se développent pas comme en Belgique sur plusieurs kilomètres de longueur; elles sont, au contraire, fréquemment sujettes à des resserrements et à des interruptions, et il n'est guère de minières qui aient présenté une étendue en direction de mille mètres sans discontinuité. Leur ouverture et leur profondeur sont aussi très-variables ; mais on en voit rarement qui aient plus de 10 à 15 mètres de largeur à la surface sur 20 mètres de profondeur, tandis qu'en Belgique leurs dimensions sont souvent beaucoup plus grandes. Nous avons plus haut (page 162) rendu compte des faits géologiques qui expliquent ces différences.

Preuve de la non-concordance des gîtes ferrugineux avec les couches schisteuses et calcaires.

L'inégalité des parois des gîtes indiquée par les mêmes figures démontre bien que le minerai n'est pas contemporain du terrain anthraxifère. Les faits recueillis dans la plupart des minières, et notamment dans celles du Baldaquin, de Quartes et de Leval, dont on voit les dessins (*fig.* 8, 9, 10), en fournissent un surcroît de

preuves (1). Voici, enfin, un autre fait qui doit achever de convaincre à cet égard. On entend dire assez souvent que le toit et le mur d'une minière sont formés par l'aguaise, et qu'à une certaine profondeur on trouve la pierre bleue. Cela vient de ce qu'à la partie supérieure de la fente qui s'est déclarée au contact du calcaire et du schiste, il est resté un prisme de schiste adhérent à la pierre (*fig.* 6), ou que la déchirure dans laquelle s'est déposé le minerai a atteint le sommet d'une protubérance calcaire (*fig.* 7). Il arrive aussi que la nature

(1) La minière de Baldaquin (commune de Saint-Hilaire (*fig.* 8) se trouve sur la limite nord de la bande calcaire d'Avesnes. Voici la coupe que j'ai prise sur une paroi de l'excavation où l'inclinaison générale des strates est de 62° au midi.

Schiste ferrugineux.	10 centimètres.
Argile grasse jaune	20
Schiste ferrugineux.	20
Schiste pénétré d'argile grasse. . .	20
Filet de mine.	1/2
Argile grasse.	20
Minerai.	5 à 8

La même série, dont je ne donne ici le détail que sur une largeur de 1 mètre, se poursuit ainsi du mur au toit; mais les strates n'ont aucune régularité; de sorte qu'en suivant le faisceau dont la coupe précède, on obtiendrait une coupe toute différente à un niveau un peu plus bas. Le minerai n'est donc pas stratifié au milieu des roches qui l'encaissent; mais il s'est infiltré après coup dans les interstices du terrain.

Minière de Quartes (commune de Pont-sur-Sambre (*fig.* 9). Le parallélisme du toit et du mur qui inclinent au sud de 45° donne à ce gîte l'apparence d'une couche; mais en réalité le minerai n'est autre qu'un schiste imprégné de fer hydraté qui forme de petites veines dans les intervalles des strates. Toutes les fentes parallèles ou obliques aux feuillets du schiste sont tapissées de minerai.

Minières de Leval (*fig.* 10). Le minerai remplit là une série de cavités du schiste qui se relient à la partie supérieure, de manière à donner lieu dans certains points à une nappe presque continue d'une largeur d'environ 100 mètres. La discordance de stratification est donc bien évidente.

des roches encaissantes varie d'un point à un autre sur la même direction, et qu'un amas de minerai qui se trouve compris d'abord dans le schiste se jette ensuite entre le schiste et le calcaire. Il est donc hors de doute que le minerai de fer ne forme pas de couches concordantes avec l'aguaise et la pierre bleue.

Matières stériles (gangue). Les matières stériles qui accompagnent le minerai ne sont, au contraire, que les débris des terrains antérieurs. On retrouve, en effet, au milieu des minières, tous les fragments des roches préexistantes qui n'ont pu être entraînés en dissolution dans l'eau. Ainsi, le gravier et le sable proviennent sans doute en partie de la destruction des poudingues du système quartzo-schisteux inférieur, comme les glaises rouges et grises doivent être le résultat de la désagrégation et de la décomposition des psammites et des schistes. On rencontre aussi des fragments de phthanites (*pierres à feu*, *clavias*) isolés au milieu des gîtes ou en masse avec le gravier.

Quelquefois la glaise noirâtre pyriteuse renferme des débris de végétaux fossiles (Fraire, la Buissière, Rousies, etc.). J'ai aussi remarqué dans une minière de Leval une halloysite d'un blanc mat, opaque, très-tendre, et happant fortement à la langue, qui formait des veines ou des lentilles au milieu de l'argile gris blanchâtre dans laquelle se trouvait la limonite; mais cette substance ne se rencontre qu'exceptionnellement aux environs d'Avesnes. Enfin, j'ai observé dans le même terrain, notamment à Louvroil, près Maubeuge, à Boussois et à Hautrage (Belgique), de véritables kaolins, blancs, friables et presque toujours salis par un peu d'oxyde de fer.

Minerais de fer. La mine jaune forme des veines et des géodes (*chabottes*) ramifiées très-irrégulièrement au milieu des ar-

giles et des sables, et on trouve au fond de la plupart des gîtes des argiles noires pyriteuses avec des amas plus ou moins considérables de fer carbonaté.

Il y a donc deux natures de minerai bien distinctes: l'hydroxyde et le carbonate. **Deux natures.**

Ces deux minerais ne diffèrent pas moins par leur texture que par leur composition. Ainsi l'hydroxyde se trouve presque toujours en géodes, tandis que le carbonate est en masses compactes de couleur grise. Le centre des géodes est occupé, tantôt par un noyau d'argile, tantôt par un morceau de phthanite, tantôt simplement par de l'eau; il y a quelquefois dans le corps même du minerai du sable et du gravier. **Fer hydroxydé géodique, argileux, sableux, siliceux, calcaire.**

A Fraire, la limonite renferme souvent des veinules de quartz (*encornes*) et des géodes de calcaire cristallin; mais ces derniers minéraux sont généralement assez rares.

Le fer hydroxydé peut admettre aussi en mélange intime du peroxyde de manganèse et des traces de zinc et de plomb.

Sur la lisière sud de la bande d'Ostergnies, dans la commune de Colleret, le minerai avait une teinte brune très-prononcée, qui annonçait la présence d'une forte proportion de manganèse. Il était d'ailleurs très-fusible. L'analyse en a été faite à l'École des mines sur un échantillon choisi, et a donné pour résultat : 0,29 de peroxyde de manganèse, 0,39 de peroxyde de fer, et 0,17 de résidu argileux insoluble (1). **Hydroxyde manganésifère; sa composition.**

---

(1) D'autres analyses ont constaté seulement 0,16 de peroxyde de manganèse et 0,53 de peroxyde de fer. En moyenne, la teneur de ce minerai en manganèse oxydé est de 15 à 20 p. 100. On avait pensé qu'il pourrait être traité comme minerai de manganèse pour la fabrication du chlore; mais des essais

Le minerai renferme du zinc. Les cadmies qui se condensent au gueulard des hauts fourneaux dénotent aussi l'existence du zinc dans le minerai.

Il renferme aussi quelquefois du plomb. Enfin, on a remarqué à l'usine de Douzies que, lorsqu'on employait certains minerais de nuance rougeâtre, extraits au milieu du calcaire inférieur, comme à Boussois, il filtrait quelquefois du plomb fondu à travers les étalages dans les embrasures des tuyères. Après la mise hors de l'un des fourneaux, on a recueilli dans les joints des briques, à la hauteur de l'ouvrage, jusqu'à 3 kilogrammes de plomb, et j'ai vu moi-même dans l'intérieur du fourneau démoli, et à la même hauteur, une scorie vitrifiée, de couleur verdâtre, renfermant des grenailles de plomb métallique et composée en partie de sulfate et de silicate de plomb.

Minerai riche. Un même gîte peut fournir des minerais de richesses différentes. Ceux qui sont en contact avec le calcaire sont généralement d'une texture compacte et à zones concentriques, dont les unes sont de l'hématite fibreuse à poussière brune, et les autres du fer hydraté compacte à poussière jaune. Tantôt la surface intérieure des géodes est lisse et brillante, tantôt elle est mamelonnée et hérissée de petites pointes cristallines qui lui donnent un reflet velouté. Certains échantillons présentent aussi des cavités où le minerai se trouve sous forme de stalactites. Ces diverses circonstances s'expliquent comme autant de cas particuliers de la formation de la limonite, suivant que celle-ci se déposait par couches successives autour d'un noyau central, ou qu'elle se moulait au contraire dans des cavités en progressant de la circonférence au centre.

---

faits à Saint-Gobain n'ont pas été satisfaisants et on y a renoncé à cause de la trop grande quantité de fer qui donnait lieu à une perte notable d'acide muriatique.

Minerai pauvre.

Les minerais qui avoisinent le schiste sont beaucoup plus mélangés d'argile que les précédents et s'appauvrissent de plus en plus jusqu'à passer à un schiste plus ou moins imprégné d'oxyde de fer (1).

Fer carbonaté; sa composition.

Le fer carbonaté se trouve généralement en masses dans le fond d'un grand nombre de gîtes où il est toujours accompagné d'argile noire pyriteuse. On le connaît en Belgique sous le nom de *theux*. Ce minerai est compacte et ressemble quelquefois tellement au calcaire qu'on ne peut guère l'en distinguer que par son poids ; sa surface est recouverte d'une croûte d'oxyde dans toutes les fentes qui ont pu donner accès à l'air ou à l'eau. Il est toujoprs un peu sulfureux, et on voit même assez fréquemment dans son intérieur des veinules de pyrite (2). Un échantillon provenant de Damousies a donné à l'analyse :

Carbonate de protoxyde de fer.	87,76 correspondant à 41,60 de fer pur.
Résidu argileux insoluble. . .	12,00
Eau.	0,04
Pyrites de fer.	0,13 soit 0,07 de soufre (3).

(1) Comme types de minerais riches et d'excellente qualité, on peut citer ceux de Fraire et de Morialmé qu'on désigne quelquefois sous le nom de *minerais de pierre à fusil*, ou simplement de *pierre à fusil*, quand ils ont une cassure nette et unie, soit à cause d'une sorte de ressemblance qu'ils ont alors avec les silex, soit parce que cette espèce de minerai se rencontre habituellement avec les phthanites et le gravier.

(2) Les minières de Damousies et de Monceau, en France, et beaucoup de minières de la Belgique, renferment de grandes quantités de fer carbonaté. Parmi ces dernières, on remarque celle de Saint-Pierre (commune de Gerpinnes) entre le système de Burnot et le calcaire inférieur, et celle de Maison (commune de Saint-Gérard), à la jonction des psammites et du calcaire supérieur. On est resté pendant longtemps sans connaître ce minerai, que l'on confondait souvent avec le calcaire.

(3) On sait que le soufre rend le fer cassant à chaud, et que, d'après M. Berthier, 0,0004 de cette substance suffisent pour

Minerai sulfureux.

Il y a enfin le minerai sulfureux et très-fusible de Couvin, qui est compacte, dur et fait feu sous le marteau. On n'y voit pas ordinairement de géodes ni de couches concentriques comme dans les autres minerais; mais on y reconnaît souvent la structure mamelonnée et rayonnée de la pyrite qui apparaît en certains points à l'état de pureté, ainsi que des facettes brillantes de galène et de petits nids terreux d'un rouge orangé qui doivent probablement leur coloration à l'oxyde de plomb.

Résumé des diverses sortes de minerais.

Les minerais de l'arrondissement d'Avesnes et de la Belgique, considérés à un point de vue purement minéralogique, peuvent donc être rangés en plusieurs classes, ainsi qu'il suit :

1° Le minerai pyriteux et plombifère (Pétigny, Nîmes, etc.) ;

2° Le fer carbonaté (Damousies, Monceau-Saint-Waast, Leval, Pont-sur-Sambre, Gerpinnes, Saint-Gérard, etc.) ;

3° Le minerai manganésifère (Recquignies, Colleret, etc.) ;

4° Le minerai calcaire (Fraire) rare ;

5° Le minerai quartzeux (*encorne* de Fraire) rare ;

6° Le minerai sableux (*mine salée* de Couvin) (Rousies, Boussois, Ferrière-la-Petite, Sars-Poteries, Féron, etc.) ;

7° Le minerai riche en contact avec le calcaire (*pierre à fusil* de Fraire) ;

---

lui communiquer ce défaut. Or, 0,07 de soufre pour 41,60 de fer, c'est 0,0016 pour 1. On conçoit donc que le minerai carbonaté, mis en trop grande proportion dans les charges, puisse altérer, jusqu'à un certain point, la qualité de la fonte.

8° Le minerai schisteux pauvre dans l'aguaise (1).

On a trouvé dans quelques minières des fossiles à l'état ferrugineux dont les espèces sont exactement les mêmes que celles du terrain anthraxifère et qui doivent être regardés comme ayant été transformés après avoir été détachés des parois des gîtes où on les rencontre. Ces fossiles sont d'ailleurs assez rares. J'ai remarqué des *spirifer*, des *leptæna*, des *encrines*, des *cyatophyllum*, divers autres polypiers. Certains morceaux de minerai, où les fossiles paraissent se trouver de préférence, semblent n'être eux-mêmes que des calcaires qui ont été pénétrés de fer hydraté et dont la partie soluble a été dissoute. **Fossiles.**

Le fer carbonaté, quand il existe, se rencontre surtout dans la profondeur des gîtes; cependant on le trouve à un niveau plus élevé et en partie décomposé dans beaucoup de minières. Généralement le fer hydraté mêlé à des sables et à des argiles de diverses couleurs domine à la partie supérieure du dépôt; mais à une certaine profondeur il devient beaucoup plus riche et se trouve alors associé à une argile noirâtre, qui enveloppe aussi des rognons plus ou moins volumineux de fer carbonaté. Il existe ordinairement un plan de séparation bien tranché entre la zone supérieure et la zone inférieure (*fig.* 5), et la limonite du dessus contraste d'une manière frappante avec celle du dessous, qui est beaucoup plus pure et moins mélangée de matières terreuses. **Disposition du fer carbonaté relativement à l'hydroxyde.**

Maintenant quelle est l'origine du carbonate? quelle est celle du minerai géodique qui le recouvre? Existe-t-il une relation entre ces deux minerais? **Théorie de la formation des minerais.**

(1) Les minerais mélangés rendent en moyenne de 28 à 30 p. 100 de fonte dans l'arrondissement d'Avesnes Ils reviennent aux usines à 10 ou 12 francs les 1 000 kilogrammes.

Il paraît évident que le fer carbonaté provient de sources qui ont jailli de l'intérieur du globe ; car s'il avait été dissous dans les eaux de la surface, on ne voit pas pourquoi toutes les crevasses du terrain anthraxifère n'en renfermeraient pas. Les sources qui ont déposé ce minerai devraient aussi tenir en suspension l'argile noire pyriteuse à laquelle il est associé, et l'absence de toute autre matière à la partie inférieure des gîtes semble indiquer que le sol était à sec au moment où les eaux boueuses chargées de bicarbonate de fer ont commencé à se faire jour. Ces eaux, acidifiées par un excès d'acide carbonique, ont dû élargir les cavités qu'elles ont rencontrées sur leur passage et y déposer l'argile noire au milieu de laquelle les molécules de carbonate, se réunissant en vertu de leur affinité, se sont groupées en donnant lieu à des masses compactes discontinues et plus ou moins volumineuses. Au fur et à mesure que le carbonate se précipitait, les eaux qui le tenaient en dissolution devenaient moins concentrées, et par conséquent le dépôt devait être moins abondant en même temps que la décomposition du carbonate par l'oxygène de l'air avait lieu avec plus de facilité. C'est ainsi qu'on peut concevoir la formation du minerai riche superposé au fer carbonaté dans l'argile noire. La texture, tantôt compacte, tantôt cristalline, des zones concentriques dont il est formé, a pu d'ailleurs être déterminée par les conditions de calme et de concentration dans lesquelles s'effectuait le dépôt. Si les gîtes de Fraire et de Morialmé ne renferment que peu de carbonate relativement à leur étendue, c'est que la large surface qu'ils présentent, comparativement à leur profondeur, a favorisé singulièrement le passage du carbonate à la limonite. On ne doit donc pas être surpris, d'après cela, si des minières beaucoup moins

importantes que les précédentes, produisent quelquefois proportionnellement de plus grandes quantités de ce minerai.

Quant à l'hydroxyde géodique, qui constitue la partie supérieure des gîtes ferrugineux au-dessus de la terre noire et qui est beaucoup plus mélangé d'argile que celui du fond, on comprendra parfaitement les différentes circonstances de son gisement, en admettant que les sources carbonatées dont nous venons de parler se sont continuées durant le dépôt des sables et des argiles de l'époque wealdienne. En effet, le liquide chargé de carbonate est devenu beaucoup plus étendu, par suite de son mélange avec les eaux qui couvraient alors le terrain, et non-seulement le liquide est devenu plus étendu, mais il a présenté une surface plus grande à l'action oxydante de l'air; de sorte que, par ces deux motifs réunis, la transformation du carbonate en limonite a dû avoir lieu, pour ainsi dire, au fur et à mesure de sa précipitation, et la pyrite, quelle que soit son origine, n'avait plus raison d'être pendant cette seconde période du dépôt.

Cette hypothèse rend parfaitement compte des faits principaux qu'on remarque dans les minières, savoir : la différence dans l'état physique, la nature et la richesse des minerais suivant la profondeur où on les rencontre, ou autrement la présence du fer carbonaté pyriteux et massif au fond des gîtes, et plus près de la surface, celle de l'hydroxyde géodique sans soufre et mélangé d'abondantes matières stériles.

Origine du zinc.

Les traces de zinc que les minerais renferment peuvent d'ailleurs être dues à ce que les eaux mères, au sein desquelles ils se sont formés, contenaient aussi un peu de carbonate de zinc; et cette supposition n'a rien d'invraisemblable; car la présence du zinc n'est pas

particulière aux minerais d'entre Sambre et Meuse, et on l'a constatée dans beaucoup de minerais appartenant à d'autres époques, notamment dans les pisolithes ferrugineuses du greensand, dans celles du terrain jurassique, etc.

Origine du manganèse.

L'existence du manganèse dans les minerais serait due à ce qu'en certains points les eaux ferrugineuses auraient rencontré des sources de carbonate de manganèse et déposé par suite un mélange des deux hydrates de peroxyde de manganèse et de fer.

Origine de la silice.

Ces mêmes eaux étant chargées d'acide carbonique ont pu renfermer aussi de la silice qui est soluble dans la plupart des acides, et engendrer quelquefois des minerais siliceux comme les *encorne* de Fraire.

Origine des argiles.

Enfin les argiles diversement colorées, l'halloysite et les kaolins qui servent de gangue au minerai, peuvent être attribués, suivant l'opinion déjà exprimée par M. Grüner (1), à la décomposition des silicates multiples des terrains anciens opérée sous la double influence des sources d'acide carbonique et de l'oxygène de l'air.

La théorie précédente, qui ne s'appuie que sur des

---

(1) On sait, par les travaux de MM. Ebelmen et Fournet, que les argiles ou silicates d'alumine hydratés résultent de la décomposition lente des silicates multiples des terrains anciens ou ignés, et que cette décomposition doit surtout être attribuée à l'acide carbonique et à l'oxygène de l'air. Mais lorsque des sources de bicarbonate ou d'acide carbonique traversent ces mêmes terrains, leur effet doit être semblable et même beaucoup plus énergique. C'est ainsi qu'il a dû se produire des hydrosilicates d'alumine partout où des sources de bicarbonate de fer, de manganèse, de magnésie, se sont échappées des terrains anciens... Les kaolins eux-mêmes furent peut-être formés sous l'influence de sources semblables. (Grüner, Mémoire sur le gisement, l'âge et le mode de formation des minerais de manganèse des Pyrénées (*Annales des mines*, 4ᵉ série, t. XVIII, p. 85).

données positives et qui est tout à fait conforme à celle admise par MM. Thirria et Grüner (1), diffère, comme on le voit, de celle qu'a exposée M. Delanoue dans sa notice sur la géogénie des minerais calaminaires de la Belgique (2), dont la conclusion est que *les minerais de fer hydratés de la Belgique et de Maubeuge sont peut-être les chapeaux de carbonates métalliques qui ne seraient eux-mêmes que les têtes de filons inférieurs de blende et de galène.* Je ne prétends pas nier les résultats des expériences de laboratoire, d'ailleurs fort intéressantes, auxquelles a eu recours l'auteur de cette notice. Seulement les déductions qu'il en tire ne me paraissent pas justifiées par les faits. Si certains filons de plomb et de zinc sont recouverts de fer hydroxydé, s'ensuit-il pour cela que l'existence du minerai de fer soit un indice de la présence du zinc et du plomb à une plus grande profondeur? Les gîtes ferrifères de la Belgique les mieux connus sont, au contraire, bien distincts de ceux où l'on extrait le minerai de zinc. Ainsi à Fraire, à Morialmé, à Florennes, à la Buissière, on ne connaît pas de calamine, et à Philippeville, où la dolomie zincifère et plombifère affleure, on n'exploite pas de minerai de fer. Or si, comme l'a avancé M. Delanoue, les minerais de fer hydratés n'étaient en quelque sorte que les chapeaux de filons de blende et de galène, on devrait rencontrer ces minéraux dans la plupart des gîtes ferrugineux, tandis que ce fait est loin d'être général en Belgique, et qu'en France aucune découverte semblable n'a encore été faite. Nous pensons donc que la formation des mine-

(1) Mémoire sur les minerais de fer de la Franche-Comté et du Berri; par M. Thirria (*Annales des mines*, 4e série, tome XIX, page 65). — Grüner (Mémoire déjà cité, page 72).

(2) *Annales des mines*, tome XVIII, page 455.

rais de fer d'Avesnes et de la Belgique appartient à un autre ordre de phénomènes que celle des gîtes zincifères qui sont toujours associés au calcaire ou à la dolomie, tandis que le fer hydraté est répandu dans tous les étages du terrain anthraxifère, aussi bien dans les psammites et les schistes qu'à leur contact avec les calcaires et que dans les calcaires eux-mêmes (1).

Conjectures sur l'origine du fer carbonaté.

Mais on peut se demander comment le fer carbonaté a pris naissance et de quels points les sources qui le renfermaient ont pu faire éruption. Qu'il nous soit permis ici d'agrandir le cercle de nos conjectures, en ne nous étayant toutefois que sur les observations que nous avons été à même de recueillir.

Le carbonate de fer existe comme le sulfure dans la plupart des terrains où ces deux substances minérales paraissent être en relation intime l'une avec l'autre, et il est remarquable que, lorsqu'on les rencontre ensemble dans un même lieu, c'est toujours la pyrite qui se trouve dans le fer carbonaté et jamais le fer carbonaté dans la pyrite. N'est-on pas autorisé à supposer, d'après cela, que le carbonate de fer a pu quelquefois dériver du sulfure? Nous avons observé aux environs

(1) Je ne veux pas dire par là qu'il n'y ait aucun rapport entre la calamine et le fer carbonaté, quant à leur âge et à leur mode de formation. Il serait possible, en effet (je réserve, toutefois, cette question que je n'ai pas étudiée), que le carbonate de zinc ait été produit par la décomposition du sulfure, au moment de l'éjaculation des sources qui ont engendré le carbonate de fer. Mais on voit qu'en expliquant les faits de cette manière, la présence de la calamine dans les gîtes ferrugineux n'est pas du tout un indice de celle de la blende ou de la galène à une plus grande profondeur. D'ailleurs, on remarque dans les gîtes calaminaires que le minerai de zinc le plus abondant se trouve à un niveau inférieur au fer carbonaté, ce qui tendrait à faire admettre que ce dernier a été produit postérieurement à la calamine.

de Couvin certains faits qui tendent à donner quelque vraisemblance à cette opinion.

Il existe dans le calcaire inférieur de cette localité des filons de pyrite, de blende et de galène, avec chaux carbonatée cristalline et baryte sulfatée qui, courent à peu près du nord au sud transversalement à la direction générale des assises du terrain anthraxifère (1); et à la tête de ces filons sont échelonnées de distance en distance des cavités quelquefois très-larges affectant la forme de vastes entonnoirs qui renferment de belles géodes d'hématite rayonnée brun rougeâtre dans lesquelles on trouve ordinairement de l'eau, du sable ou un peu d'argile. Ce minerai devient de plus en plus sulfureux et plombeux dans la profondeur et passe enfin à la pyrite et à la galène. Filons de pyrite.

La minière la plus remarquable de ce genre est située à la limite est du territoire de la commune de Nîmes. Minière de Hesse.

---

(1) Des filons semblables ont été découverts dans ces dernières années près de Philippeville et de Sautour, où la pyrite est même exploitée pour la fabrication de l'acide sulfurique; à Villers-en-Fagne, où l'on a ouvert une mine de plomb; à Matagne-la-Grande, etc. Il y a aussi des filons de pyrite aux environs de Trélon. On en a trouvé un près du moulin de Wallers qui avait 2 pieds environ d'épaisseur. La minière du petit bois de la Coulonnière, à l'ouest du bourg de Trélon, est ouverte aussi au-dessus d'un filon de pyrite orienté N. 20° E. à S. 20° O. Quand j'ai visité cette minière, je ne connaissais pas les filons si caractérisés des environs de Couvin, et j'étais surpris qu'elle affectât une direction tout opposée à celle qu'on observe ordinairement; mais on trouva bientôt, à peu de profondeur, le sulfure en filets minces adhérents au calcaire. On a signalé aussi, à un quart de lieue au nord-est de Wignehies, l'existence d'un filon de pyrite qu'on avait découvert à 14 mètres du sol en creusant un puits.

Enfin, le plomb qu'on a remarqué aux fourneaux du Nord, en traitant des minerais de Boussois extraits à l'ouest du village au milieu du calcaire, autoriserait à penser qu'il existe aussi, dans cette commune, un filon analogue aux précédents.

On la connaît sous le nom de minière de Hesse. Le filon qu'elle recouvre est orienté N. 34° O. à S. 34° E. et penche légèrement au sud-ouest. Il coupe à angle droit une montagne escarpée allongée dans la direction des bancs calcaires et traversée par un tunnel du chemin de fer d'entre Sambre et Meuse. Une grande excavation de 100 mètres de longueur sur 40 de largeur est ouverte au sommet de cette montagne et donne une idée de la forme du gîte à son affleurement (*fig.* 11). Le minerai a été exploité jusqu'à 66 mètres profondeur à laquelle on a rencontré la pyrite massive (*kis* des ouvriers). Jusque-là on n'avait, pour ainsi dire, pas trouvé de sulfure, si ce n'est quelques morceaux isolés. La largeur du gîte à cette profondeur était de 8 mètres, et sa longueur de 70 mètres environ. Il y avait du plomb sulfuré avec la pyrite en certains points du filon. J'ai remarqué aussi, au milieu de la pyrite en partie décomposée qui avait été extraite à 12 mètres au-dessous du niveau de la vallée, des cristaux de sulfate de chaux vitreux d'une limpidité parfaite et assez abondants. Il paraît enfin qu'on a trouvé contre la paroi ouest du filon de l'argile noire qui semblerait annoncer l'existence du fer carbonaté. Malheureusement les ouvriers n'ont pu remarquer ce minerai qu'ils ne connaissent pas. Mais j'ai pu le voir très-bien en contact avec la pyrite dans la minière Hallet, à 1 kilomètre sud-ouest du village de Petigny.

Minière Hallet. Cette minière consiste en une série de cavités irrégulières dirigées perpendiculairement au nord magnétique et coupe un filon qui n'est indiqué en dehors de sa direction que par une veine pyriteuse de quelques centimètres d'épaisseur (*fig.* 12). Le minerai n'est sulfureux qu'à la traversée de ce filon, où il a déjà été exploité jusqu'à 30 ou 35 mètres au-dessous du sol. La

largeur de l'entonnoir, à l'affleurement, est de 15 à 20 mètres de l'est à l'ouest, et sa longueur de 30 mètres dans le sens du filon. Celui-ci était, comme à Nîmes, incliné un peu à l'ouest, et on trouvait successivement, du toit au mur, de l'argile noire pyriteuse, du fer carbonaté, puis de la pyrite passant au fer hydroxydé vers le haut du gîte.

J'ai examiné sur cette exploitation bon nombre d'échantillons où la pyrite et le fer carbonaté se trouvaient réunis, et toujours le sulfure était enveloppé par le carbonate, comme si celui-ci dérivait du premier.

Points d'éjaculation des sources de fer carbonaté.

Il semble résulter de ce qui précède que les sources de fer carbonaté se sont échappées des filons nord-sud pour se répandre dans les fissures est-ouest avec lesquelles ceux-ci se trouvaient en communication plus ou moins directe. La pyrite paraît être, en effet, surtout l'apanage des filons nord-sud, et le carbonate celui des gîtes est-ouest. De plus, des faits nombreux tendent à établir que la formation de ce dernier a eu lieu postérieurement à celle du sulfure (1). Or, si la pyrite n'était pas le point de départ du carbonate, ces deux substances devraient être, pour ainsi dire, indépendantes l'une de l'autre, sous le rapport du gisement, tandis qu'au contraire il est digne de remarque que le fer carbonaté se trouve surtout en contact avec la pyrite dans les filons nord-sud où celle-ci est la plus abondante. Puis comment concevrait-on que cette pyrite, si facilement décomposable, aurait pu résister à l'action de l'air? Et au lieu d'appeler à son aide une émanation

(1) Il en est de même pour la calamine relativement à la blende qui occupe toujours la partie inférieure des filons zincifères. La calamine se trouve toujours, au contraire, à la tête des gîtes, et paraît être le résultat de la transformation de la blende par l'acide carbonique.

de chlorure de fer pour expliquer la formation du carbonate (1), n'est-il pas plus rationnel d'admettre que cette substance provient de la pyrite décomposée en présence de la chaux par des sources d'acide carbonique qui sont encore si fréquentes de nos jours?

Je n'entends pas dire cependant que la pyrite n'ait pas été souvent produite après coup dans les dépôts de minerais, et il est possible, en effet, qu'elle résulte de l'action du gaz hydrogène sulfuré sur le peroxyde de fer. C'est probablement le cas des veinules qu'on rencontre au milieu du fer carbonaté ou des grains pyriteux qui accompagnent les minerais oolitiques. La pyrite que déposent nos eaux minérales a probablement aussi la même origine (2); mais, dans l'espèce, l'antériorité du sulfure au carbonate paraît évidente et de plus, la relation intime qui existe entre ces deux composés semble indiquer que le carbonate, bien qu'ayant pu être dans beaucoup de circonstances un produit primitif, tire son origine du sulfure dans le cas particulier dont il s'agit.

Transformation de la pyrite en carbonate. Toutefois il est difficile, dans l'état actuel de la science, de donner une explication satisfaisante et com-

---

(1) On peut recourir à cette supposition pour concevoir la formation de certaines pyrites; celles des filons, par exemple, peuvent provenir, comme le pense M. Delanoue, de la réaction de sulfures alcalins ou terreux, tels que le sulfure de sodium ou le sulfure de barium sur le chlorure de fer. Mais rien n'empêche de supposer aussi que cette pyrite a été produite par la réaction de l'hydrogène sulfuré sur de l'oxyde de fer provenant déjà de sources carbonatées.

(2) On lit dans le *Traité de minéralogie* de M. Dufrénoy (tome II, page 457) que les eaux thermales déposent des pyrites dans quelques circonstances, ainsi qu'on le voit aux eaux de Chaudesaigues dans l'Aveyron. Mais tout récemment, un fait de même nature a été constaté à Bourbon-Lancy sur une assez grande échelle.

plétement d'accord avec les faits de la transformation de la pyrite en carbonate. D'abord on ne comprendrait pas que cette transformation ait eu lieu par voie sèche, puisque la chaleur décompose le fer carbonaté. D'un autre côté, si l'on admet que ce produit soit le résultat de la double décomposition du sulfate de fer provenant de l'efflorescence des pyrites et d'un carbonate alcalin ou du carbonate de chaux, on devrait trouver dans la plupart des minières quelques vestiges des sulfates qui ont dû se former. Or j'ai bien remarqué, dans certaines parties du filon de Nîmes, de beaux cristaux de chaux sulfatée; mais ces cristaux étant englobés dans la pyrite seule ont pu provenir de l'action directe du sulfate de fer sur la roche encaissante sans que l'acide carbonique ait joué là aucun rôle. On se rendrait peut-être suffisamment compte de tous les faits observés, en supposant d'abord la pyrite transformée en sulfate, puis en sous-sulfate de peroxyde et en sulfate acide par l'absorption de l'oxygène de l'air. Des sources d'acide carbonique faisant ensuite irruption dans les filons auraient dissous une partie du calcaire de leurs parois et produit ainsi ces vastes entonnoirs dans lesquels le bicarbonate de chaux aurait réagi sur les sulfates, en donnant définitivement lieu à de la limonite, à du bicarbonate de fer et à du sulfate de chaux qui aurait été enlevé par un lavage prolongé des eaux. Quoi qu'il en soit, on ne peut méconnaître la liaison qui existe entre le bisulfure de fer et le carbonate, liaison qui paraît bien établie d'après ce que nous avons dit sur la minière Hallet. On voit d'ailleurs qu'en admettant la théorie précédente, la limonite des minières de la Belgique et du nord de la France proviendrait, partie de la décomposition du fer carbonaté, partie de celle de la pyrite.

Résumé et conclusions.

Nous nous résumons en disant :

1° Qu'il est démontré par la nature des matières stériles qui accompagnent les minerais, par leur horizontalité relativement aux assises inclinées et bouleversées du terrain anthraxifère et par la conformation irrégulière des crevasses ou des poches allongées qui les renferment, que ces minerais sont postérieurs au plissement du sol ancien;

2° Qu'ils ont été déposés à l'époque wealdienne dans les fentes résultant de ce plissement, en même temps que les sables, graviers et glaises caractéristiques de ce terrain, lesquels sont probablement le résultat de la désagrégation et de la décomposition des poudingues et des schistes du terrain anthraxifère;

3° Que la présence du fer carbonaté qu'on rencontre dans la plupart des minières à différents niveaux, mais surtout à la partie inférieure des gîtes où il forme des masses compactes au milieu d'une argile noirâtre, porte à croire que l'hydroxyde et le carbonate ont la même origine, et que la différence de nature de ces deux minerais ne tient qu'à ce que les eaux dans lesquelles ils ont pris naissance se trouvaient plus ou moins concentrées, et par suite plus ou moins exposées à l'action oxydante de l'air;

4° Que le fer carbonaté n'a pu être amené par des eaux superficielles, mais bien par des sources qui ont jailli au commencement de la période wealdienne et se sont continuées jusqu'à l'époque du dépôt des sables verts crétacés dans lesquels on remarque, comme à Hergies et à Quiévy-le-Petit, des minerais semblables à ceux qui remplissent les cavités du terrain anthraxifère;

5° Que ces sources ont probablement fait éruption le long des filons nord-sud qui traversent le calcaire in-

férieur et le système de Burnot, et où l'on trouve le fer carbonaté en contact avec la pyrite ;

6° Que c'est à une corrosion exercée par l'acide carbonique des sources que doivent être attribués les vastes entonnoirs et les cavités irrégulières situées à proximité des filons de pyrite et dont les surfaces arrondies, usées et percées de mille manières, sont l'indice du passage d'un liquide corrosif dont l'action s'est portée principalement sur les parties de la roche les plus facilement attaquables ; que c'est sans doute aussi une action semblable qui a communiqué aux couches calcaires la forme inégale et bosselée qu'elles affectent au fond des minières ;

7° Que les sources ferrugineuses ont pu renfermer, outre le carbonate de fer, du carbonate de manganèse, du carbonate de chaux et de la silice, et déposer par suite en certains points des minerais manganésifères, calcaires ou siliceux ;

8° Qu'elles pouvaient aussi primitivement tenir en dissolution un peu de carbonate de zinc, comme il est permis de le présumer d'après la composition des minerais des différentes époques géologiques qui souvent renferment des traces de ce métal, ce qui explique la présence du zinc décelée par les cadmies qui se condensent au gueulard des hauts-fourneaux ;

9° Qu'enfin il faut bien distinguer les gîtes ferrifères placés à la tête des filons de pyrite et où les minerais sont à la fois sulfureux et plombeux, des autres gîtes allongés en général de l'est à l'ouest, et dont les produits ne contiennent ordinairement ni plomb ni soufre, et ne deviennent quelquefois seulement un peu sulfureux que dans la profondeur.

NOTICE

SUR

LES MINES DE CUIVRE DU CAP DE BONNE-ESPÉRANCE.

Par M. DELESSE, ingénieur des mines.

Historique. La découverte des riches gisements aurifères de l'Australie et de la Californie, a généralement surexcité l'esprit d'aventure des mineurs, et dans la plupart des pays peu explorés jusqu'à présent, on s'est mis activement à la recherche de l'or. Au cap de Bonne-Espérance, cette recherche a été dirigée par le Gouverneur général Darling : elle a fait constater la présence d'un peu d'or; mais elle a surtout appelé l'attention sur des mines de cuivre qui paraissent avoir de l'avenir. Dès à présent plusieurs rapports ont été adressés au Gouverneur par le Surveyor général M. Charles Bell (1) ; ils contiennent des renseignements intéressants desquels nous allons extraire ce qui concerne plus spécialement la géologie et l'exploitation des mines de cuivre; nous y joindrons aussi quelques observations que nous avons faites, soit sur les collections du Muséum mises à notre disposition par M. Cor-

(1) Correspondance upon the subject of the discovery of metals in Namaqualand and by the leasing of lands in that part of the colony (Presented in both houses of Parliament by order of the Lieutenant-Governor, 25 july 1854; Cape-Town).

Reports of the surveyor-general Charles D. Bell, esq., on the copper fields of little Namaqualand and of commander M. S. Nolloth of H. M. S. *Frolic* on the bays and harbours of that coast. Cape-Town, 1855.

dier, soit sur les collections que la colonie avait envoyées à l'Exposition Universelle.

On sait depuis près de cent quatre-vingts ans qu'il existe du cuivre dans le pays des Namaquas, au cap de Bonne-Espérance. Avant l'année 1761, le gouvernement hollandais avait même entrepris des recherches à ce sujet, et voici comment s'exprimait, le 4 mai 1762, le docteur C.-C. Rykvoet dans un rapport qu'il adressait au gouverneur Tulbagh : « J'ai constaté que le minerai des grandes montagnes de cuivre ne contient » qu'une très-petite quantité de ce métal. » (Le lieu duquel il est ici question, est vraisemblablement Koperberg, qui se trouve à 29° 38′ de latitude et à 17° 54′ de longitude.)

« Le minerai de la petite montagne de cuivre qui est » située tout près des grandes montagnes (probablement » Twefontein, latitude 29° 31′, longitude 17° 57′) con- » tient plus de cuivre. Il serait possible de l'exploiter, » s'il y avait de l'eau et du bois dans le voisinage, ce » qui n'est pas le cas actuellement.

» J'ai examiné aussi le minerai qu'on trouve dans les » montagnes, le long de la rivière Orange, et j'ai con- » staté qu'il contient plus d'un tiers de cuivre. »

(Ce minerai est probablement celui de T'Kodasfontein, latitude 28°,31, longitude 17°. Voir la carte, *fig.* 9, Pl. II).

Le docteur Rykvoet dit ensuite qu'il existe du minerai de cuivre sur plusieurs points des montagnes du Cap, mais il ne pense pas qu'il y ait lieu d'entreprendre une exploitation de ces mines :

1° Parce que les roches dans lesquelles se trouve le minerai sont très-dures ;

2° Parce qu'il n'y a pas dans le voisinage une quantité de bois suffisante pour fondre le minerai ;

3° Parce que la rivière Orange est tellement obstruée par des rochers qu'elle n'est pas navigable ; que l'on ne sait pas où elle se jette dans l'Océan, et qu'il serait d'ailleurs impossible de transporter le minerai avec des voitures.

Vers l'année 1780, les mines de cuivre du pays des Namaquas furent cependant exploitées par Gordon et Paterson. En 1837, sir James Alexandre s'occupa de nouveau de cette question, et la compagnie des mines du sud de l'Afrique se forma quelques années plus tard ; mais après avoir commencé l'exploitation sur une grande échelle, elle ne tarda pas à se dissoudre.

Les mines de cuivre étaient encore abandonnées, lorsque le 17 décembre 1847, une simple proclamation de sir Harry Smith réunit leur territoire à la colonie du Cap.

C'est seulement pendant les années 1853 et 1854 que leur exploitation prit tout à coup un développement extraordinaire, et dès le 1er janvier 1855 *il* existait déjà trente-cinq compagnies. Ces compagnies ont reçu des concessions et ont été autorisées par le Gouverneur général ; nous en donnons ici l'état de situation.

État de situation des compagnies de mines de cuivre de la colonie du cap de Bonne-Espérance, au 1er janvier de l'année 1855.

Numéros d'ordre.	NOMS DES COMPAGNIES.	DATE de la formation de chaque compagnie.	NOMBRE de gîtes exploitables que possède chaque compagnie		Nombre approximatif de jours de terre à exploiter par chaque compagnie.	QUANTITÉ approximative de cuivre contenue dans un poids donné de minerai, d'après les résultats fournis par quelques essais chimiques.	Prix originaire de chaque action.	COURS actuel des actions sur le marché du Cap.
			en demande de concession.	concédés, explorés ou en exploitation.				
							£.	£. s. d.
1	South Africa......	Mars 1846	90	5	»	37 à 40 p. 100	10	23 0 0
		Mars 1847	»	»	»	35	10	5 0 0
2	Cape of Good Hope.	Janv. 1854	119	1	»	33 à 40	10	12 0 0
3	Nabas..........	Juill. 1854	10	8	400	»		»
4	Port Elizabeth.....	Oct. 1854	12	2	»	Inconnue.	10	1 5 0
5	Graham's Town Namaqualand.....	Oct. 1854	»	»	»	30	5	0 7 0
6	Walwich Bay.....	Nov. 1854	»	3	»	Inconnue.	20	16 0 0
7	Tradesmen's......	Nov. 1854	»	»	»	»	5	0 3 0
8	Springbok Fountain.	1850	12	1	20.000	35 à 37	20	»
9	Spectacle (n° 1)....	1853	»	1				
10	Namaqua.......	Oct. 1853	6	4	150	25 à 50	100	»
11	Great Namaqualand.	Oct. 1853	23	7	»	34	10	40 0 0
12	Hester Maria, Wheal Julia } Concordia.	Oct. 1853	8	2	»	30 à 90	7	»
13	Paarl Kolbe......	Mars 1854	»	1	10	66	100	4 0 0
14	Paarl..........	Mars 1854	13	»	130	»	50	2 0 0
15	Mutual..........	Juin 1854	21	3	»	»	25	200 0 0
16	New Burra Burra...	Août 1854	3	4	45	35	50	2 15 0
17	Western Province..	Sept. 1854	21	»	»	Inconnue.	10	20 0 0
18	Orange River.....	Sept. 1854	18	2	»	*Id.*	5	12 0 0
19	Spectacle (n° 2)....	Sept. 1854	6	2	115	25	10	75 0 0
20	New Great Namaqualand.........	Oct. 1854	1	»	10	30 à 40	10	2 0 0
21	N° 6 (Great Namaqualand)......	Oct. 1854	5	»	50	Inconnue.	5	0 10 0
22	Alliance........	Oct. 1854	13	1	160	*Id.*	5	0 6 6
23	Union.........	Nov. 1854	2	»	»	*Id.*	5	0 12 0
24	Victoria (Een Dop)..	Nov. 1854	3	»	40	33	5	0 10 0
25	Equitable.......	Nov. 1854	8	3	»	Inconnue.	10	0 7 6
26	Cape Colonial.....	Nov. 1854	23	»	260	*Id.*	10	0 12 0
27	Eagle..........	Nov. 1854	9	»	»	*Id.*	»	»
28	Henkries........	Nov. 1854	18	»	240	*Id.*	»	»
29	Hare's.........	Nov. 1854	3	4	60	60	»	»
30	Mining Firm, "*pro bono publico*"...	Janv. 1854	1	»	»	30	» »	» »
31	Paarl Exploring....	Oct. 1854	»	»	»	»	»	»
32	Copper.........	Janv. 1855	»	»	»	»	»	»
33	Cawood's et King's (Graham's T. Namaqualand).....	Janv. 1855	8	»	»	45 à 60	5	»
34	Port Elizabeth Mutual.........	Janv. 1855	14	»	»	»	5	»
35	Cameron........	Janv. 1855	12	»	»	»	10	»

Quoique l'exploitation des mines de cuivre du Cap se présente dans des conditions avantageuses, elle paraît cependant avoir reçu un développement exagéré ou tout au moins prématuré. Les compagnies d'exploitation sont, en effet, très-nombreuses : de plus elles ont été constituées à un capital nominal très-élevé, puisque pour quelques-unes ce capital est de 200.000 et même de 250.000 livres sterling.

Aussi la plupart des actions de ces compagnies ont-elles subi une forte baisse sur le marché du Cap. Celles des compagnies South Africa, Nabas, Mutual et Spectacle (n° 2) ont, au contraire, éprouvé une hausse qui pour quelques-unes est assez forte (Voir l'état de situation, p. 189).

Pays des Namaquas.

— Les indications précédentes suffisent pour montrer que les mines de cuivre du cap de Bonne-Espérance ont une importance bien réelle ; il est donc utile de décrire leur gisement avec quelque détail. Toutefois comme le pays des Namaquas, dans lequel on trouve surtout ces mines, est très-peu connu et diffère beaucoup de l'Europe, il nous paraît nécessaire d'en dire quelques mots.

Il est impossible, en effet, d'entreprendre une exploitation dans un pays sans en connaître les ressources, et il est utile aussi que les mineurs qui seraient tentés d'émigrer aux mines du Cap, soient éclairés sur les difficultés contre lesquelles ils auraient à lutter.

Climat.

Le climat du pays des Namaquas est pénible à supporter pour l'Européen.

Pendant l'été la chaleur est extrême et elle altère quelquefois la santé ; pendant l'hiver, au contraire, le froid est rigoureux et on a même de la neige dans la région des montagnes.

Hydrologie.

La saison des pluies diffère peu de celle du Cap ; elle dure environ quatre mois, depuis la fin de mars jusqu'à

la mi-juillet. Les vents qui dominent alors, sont ceux de nord-ouest.

A d'autres époques de l'année, il y a de temps en temps des orages; néanmoins le pays est sujet à de longues sécheresses, et certaines rivières peuvent rester à sec pendant une année. La rivière Orange, qui a les proportions d'un fleuve, est la seule qui ne tarisse pas; mais le Buffels coule seulement quelques jours dans l'année. Lorsqu'il a plu longtemps dans les montagnes, un torrent furieux surgit tout à coup de son lit. Comme nous le verrons plus loin, une grande partie du pays est formée par des roches granitiques et schisteuses qui sont imperméables; cette circonstance, jointe à celle du climat, contribue à rendre le régime des rivières très-irrégulier et à les changer en torrents.

L'eau qui séjourne dans le lit de ces torrents à l'époque de la sécheresse, a d'ailleurs un goût très-désagréable et elle est nuisible à la santé des Européens. On a remarqué aussi que les sources qui prennent naissance dans le schiste argileux donnent une eau saumâtre.

D'un autre côté, partout où l'eau manque, on a un véritable désert. Aussi, pendant l'été, certaines parties du pays des Boschimans sont-elles évacuées par les Boërs qui ne peuvent y rester avec leurs troupeaux que pendant la saison des pluies.

De même que l'eau, le bois est très-rare dans le pays des Namaquas. Cependant on trouve de l'ébène sur les bords de la rivière Orange; on y trouve aussi des fougères et d'autres arbres qui pourraient donner des poutres et des planches propres à la construction de cabanes. Mais si l'on fait exception pour quelques localités, il est toujours difficile de se procurer du bois à brûler et nulle part il n'y en aurait assez pour fondre le minerai de cuivre. On devra donc se contenter

Bois.

d'exploiter ce minerai qui sera traité en Europe.

Régions naturelles. — On peut distinguer deux régions dans le pays des petits Namaquas (*fig.* 9, Pl. II).

La première région est celle des *terres basses ;* c'est une plaine ondulée qui s'étend le long de la côte sur une largeur de 40 milles. Elle est formée de schiste argileux recouvert d'une nappe de sable et de dunes. L'eau douce y manque à peu près complétement et on en trouve seulement dans quelques citernes qui cessent même d'en donner pendant les sécheresses. La végétation y est rare. La mer qui borde cette région à l'ouest, est assez dangereuse dans toutes les saisons ; les points qui devraient être préférés pour embarquer le minerai, seraient les baies d'Hondeklip et d'Alexandre.

La deuxième région comprend les *terres élevées;* c'est la région montagneuse. Elle présente une bande qui est parallèle à la première et qui a environ la même largeur. Elle est essentiellement formée de grès et de roches granitiques. L'eau y est beaucoup plus abondante que dans la région des terres basses, mais elle a un goût désagréable auquel il faut s'accoutumer. Dans la partie montagneuse occupée par les peuplades de Steinkopf et Pella, on trouve d'ailleurs un grand nombre de petits ruisseaux et l'eau se rencontre même à quelques pieds au-dessous de la surface du sol.

Au nord-est, la région des terres élevées se réunit au Khamghaap ou pays des Boschimans (Bushmanland). De même que dans la région des terres basses, il existe dans le pays des Boschimans, du sable en couches épaisses qui ne permet pas d'établir des routes et qui rend les transports très-difficiles. Dans d'autres parties de la région des terres élevées, et en particulier au sud de Kookfontein, les routes à voiture sont au contraire assez bonnes.

Ce que nous venons de dire sur le pays des Namaquas montre que toute condition d'existence et par suite de travail, est essentiellement subordonnée à la possibilité de se procurer de l'eau. Malheureusement l'eau potable est toujours très-rare dans le pays des Namaquas. Difficultés d'existence.

La grande chaleur de l'été est aussi un ennemi très-dangereux et qui, après le manque d'eau, fait éprouver le plus de souffrances à l'Européen.

Il est d'ailleurs possible de se procurer des denrées alimentaires sans avoir à lutter contre des difficultés insurmontables. La viande et le bétail seraient transportés des districts voisins, notamment de Damaras et du pays des grands Namaquas; les céréales seraient expédiées par mer pour les points qui ne seraient pas trop éloignés des côtes.

Si l'on veut se rendre compte des difficultés que l'on rencontre dans les transports, il faut remarquer cependant que l'eau nécessaire aux voituriers et aux bêtes de somme qui font le service dans la plaine sableuse de la baie d'Hondeklip, est envoyée par mer de Captown.

Quelques parties du pays, le Kamiesberg, le Bokkeveld, le Hardeveld, sont il est vrai des contrées très-fertiles qui pourraient envoyer aux mines des céréales et du bétail; mais la récolte des céréales y est très-irrégulière. Dans les années sèches, elle est brûlée par le soleil : dans les années humides, elle peut être dévorée par les sauterelles.

Il ne faut donc pas perdre de vue que dans l'état actuel des choses, il serait toujours très-difficile et très-dispendieux de pourvoir aux besoins des ouvriers nécessaires à l'exploitation des mines.

Occupons-nous maintenant de la géologie du Cap et du pays des Namaquas. Géologie.

Si on la considère seulement dans son ensemble, la structure géologique des montagnes qui forment le cap de Bonne-Espérance est assez simple. Il suffit pour en prendre une idée de jeter les yeux sur la coupe (*fig.* 10, Pl. II) qui avait été envoyée à l'Exposition par M. H. Hall ainsi que sur la carte (*fig.* 9) dressée d'après M. Ch. Bell.

Les roches principales qui composent cet important massif de montagnes sont le *granite*, le *schiste* et le *grès*.

Le schiste *s* se trouve à la base; il présente des strates qui sont fortement inclinées et même presque verticales (*fig.* 9 et 10). Il est en partie recouvert par du granite *g* qui du côté du Cap avance jusque dans la mer. Ce granite est postérieur au schiste.

Le grès *t* présente des bancs très-puissants et presque horizontaux qui sont superposés à ces deux terrains. Il forme toute la partie supérieure de la montagne de la Table qui a 5.582 fathoms de hauteur (*fig.* 10).

Quelques détails sont nécessaires pour faire connaître les caractères minéralogiques de ces trois roches, qui au cap de Bonne-Espérance forment trois terrains bien distincts.

Schiste. — Le schiste le plus fréquent est le schiste argileux: il est généralement noirâtre, grisâtre ou verdâtre comme le thonschieffer. Certaines variétés, qui sont rouges ou lie de vin, sont recherchées par les naturels pour se peindre le corps.

Sur divers points, il passe au schiste ardoisier qui renferme accidentellement des mâcles.

Le mica y devient quelquefois très-abondant, et lui donne alors un éclat soyeux; ce mica, dont la couleur est très-variable, a ses feuillets parallèles à la schistosité; c'est celui qu'on a nommé sericite.

— Le schiste du Cap est associé à une grauwake brune jaunâtre, ressemblant beaucoup à celle d'Ems et du sud

des Vosges. On trouve dans cette grauwake beaucoup de *spirifères*, des *entroques* et quelques *trilobites*. L'ensemble de ce terrain doit vraisemblablement être rapporté au terrain dévonien.

— Le schiste du Cap passe souvent à des schistes cristallins; ces roches *s'* s'observent surtout près du contact du schiste argileux *s* avec le granite *g* (*fig.* 10); elles ont une origine métamorphique.

Parmi les schistes cristallins, signalons spécialement le micaschiste qui se trouve à T'Kodas, dans les baies de Robbe et d'Alexandre, ainsi que dans les environs de Port-Natal.

Ce micaschiste renferme généralement deux micas, l'un noir ou vert foncé, l'autre de couleur claire, le plus souvent blanc d'argent. Le quartz y est hyalin, abondant, en petits grains accolés. On y voit quelquefois apparaître des cristaux de feldspath orthose, et alors il passe au gneiss : c'est ce qui a lieu par exemple au voisinage du granite dans la baie d'Alexandre.

A T'Kodas le micachiste devient calcaire et passe au calschiste. Vers le Cap, le calschiste renferme de l'amphibole grammatite.

Dans la baie d'Alexandre, au voisinage du granite, on a un quartzite micacé qui est imprégné de lamelles de fer oligiste.

A Grootderm, ainsi que dans la baie d'Alexandre, le schiste prend une couleur brune; il renferme du quartz en nodules très-irréguliers et de la chaux carbonatée ferrifère.

De la plombagine a été signalée dans le schiste aux environs de Clanwilliam.

De nombreuses veines de quartz traversent, du reste, le schiste et toutes les roches qui l'accompagnent.

— Parmi les roches remarquables qui sont associées

aux schistes cristallins, nous signalerons spécialement la diorite. A Henkries, près de la rivière Orange (lat. 28° 55′, long. 18° 5′) on a une amphibolite qui s'élève en piles coniques et qui a couleur noire ou vert noirâtre; elle est très-riche en amphibole qui s'y présente en cristaux d'un centimètre de longueur. Un échantillon à structure schistoïde et d'une couleur verte, qui se trouvait à l'Exposition, contenait du mica vert argenté; cette amphibolite passe donc à la diorite micacée. On y observe en outre des mouches de chaux carbonatée blanche, en sorte qu'elle passe aussi à l'hémithrène de Brongniart.

La diorite est fréquente dans les schistes cristallins de la colonie du Cap. Quelquefois elle est formée de très-gros cristaux de feldspath et d'hornblende, avec du fer oxydulé et du sphène jaune verdâtre. On sait d'ailleurs que les roches amphiboliques accompagnent souvent les minerais de cuivre, il n'est donc pas extraordinaire qu'on en trouve au Cap de Bonne-Espérance.

— Le schiste argileux et les schistes cristallins qui lui sont associés, présentent leur inclinaison la plus forte vers l'arête longitudinale de la montagne de la Table.

Cette inclinaison est de 80° vers l'ouest, à la mine Élisabeth Gilbert et sur les bords de la rivière Orange au sud-ouest de T'Kodas. Dans la région des terres basses, elle s'abaisse à 45° ou même change de sens, comme cela a lieu à Te Allowys.

Si nous passons à l'est de la ligne de faîte, nous trouvons à Eendop une inclinaison de 85° vers le nord-est; à Henkries et à la mine Isabelle, l'inclinaison s'abaisse à 45°, en conservant le même sens.

On voit donc que d'un côté de la montagne de la Table, l'inclinaison générale du schiste est à l'ouest, tandis qu'elle est à l'est de l'autre côté. Il en résulte qu'une

coupe perpendiculaire à l'arête de la montagne donnerait dans le schiste une structure en éventail renversé.

— Le granite se présente en grandes masses qui sont généralement amorphes, mais qui deviennent schistoïdes quand il passe au gneiss. Il est quelquefois décomposé. Granite.

A Khamiesberg, lat. 30°25', long. 18°, le granite est formé de quartz gris, d'orthose fauve, d'oligoclase blanchâtre et de mica noir.

A la rivière Zwarte Doorn, sur la route qui mène à Mordenaarskral, lat. 31°, long. 18°, une variété du granite précédent contient de l'orthose rouge et du mica vert noirâtre. Elle est immédiatement superposée à une amphibolite noire très-riche en amphibole.

A Eendop, lat. 29° 30', long. 18° 10', on trouve dans le granite de très-grands cristaux de mica bien transparents qui ressemblent au mica de Russie employé comme verre à vitres. Ces cristaux sont parallèles aux plans de division des roches granitiques. Le granite du pays des Namaquas est aussi traversé fréquemment par des filons de quartz hyalin. Mais les filons dont l'étude est la plus importante sont ceux qui renferment le minerai de cuivre. Ils s'observent dans le granite, et même dans les schistes cristallins. Nous allons faire connaître leur gisement un peu plus loin.

Nous remarquerons qu'au voisinage des filons de cuivre, l'orthose et le quartz du granite prennent souvent une couleur verte. Toutefois cette couleur est peu régulière ; elle paraît être due à la pénétration d'un sel de cuivre dans les fissures de ces minéraux, et non pas à une combinaison intime et primitive de l'oxyde de cuivre. L'orthose vert du Cap n'a donc qu'une ressemblance apparente avec la pierre des Amazones.

Dans la baie d'Alexandre, le sable de la plage est en partie formé de petits rubis transparents d'une assez belle

couleur. Ces rubis proviennent vraisemblablement des roches granitiques qui sont sur le cours de la rivière Orange.

Grès. — Le grès est essentiellement quartzeux. Il a une couleur rouge ou rouge-marron qu'il doit à un mélange d'oxyde de fer. On y observe des paillettes de mica, et l'hématite brune forme quelquefois son ciment. Il peut accidentellement devenir caverneux. Souvent il se désagrége complétement et il donne un sable quartzeux ; il produit alors un sol dénué d'eau et très-aride, sur lequel les transports sont extrêmement difficiles.

Le grès du Cap forme des couches très-puissantes qui constituent la plus grande partie du massif montagneux duquel nous nous occupons. Ses couches sont à peu près horizontales; près de Tk' Alys sur la rivière Orange, elles s'inclinent seulement de 3° à 5° vers le Nord un peu Est. A la partie supérieure elles présentent une surface bien régulière, presque plane et horizontale, qui s'aperçoit à une très-grande distance en mer et qui a valu à la montagne du Cap, le nom de montagne de la Table. Dans les Vosges, on retrouve absolument la même structure sur une échelle plus petite ; car souvent le grès vosgien est superposé au granite, et il forme des tables à la partie supérieure des montagnes.

Terrain jurassique. — Il nous reste encore à signaler l'existence du terrain jurassique dans la colonie du Cap. Sur les bords de la rivière Orange, il existe, en effet, une marne grise renfermant une grande trigonie qui paraît être la *trigonia clavellata* de l'Oxfordclay. Des fragments de *belemnites*, d'*ammonites* et de *gryphées* ont également été rencontrés.

Roches diverses. — Parmi les roches éruptives, indépendamment du granite et de la diorite que nous avons déjà mentionnés, il y a aussi de la pegmatite à mica blanc palmé, du porphyre quartzifère renfermant quelquefois de la pinite,

une espèce de minette, de l'eurite, du trapp avec nodules de calcédoine ou de chlorite schisteuse, enfin de la dolérite qui se désagrége en boules et qui s'observe jusque dans la ville du Cap.

— Passons à l'étude des mines de cuivre. **Mines de cuivre.**

Ces mines sont surtout exploitées dans le pays des petits Namaquas, mais il y en a aussi dans le pays des Boschimans et chez les grands Namaquas, au delà de la rivière Orange.

Comme nous l'avons déjà fait remarquer, les mines de cuivre se trouvent dans le granite et dans les schistes cristallins.

Le plus ordinairement, le minerai de cuivre se présente en filons; cependant il peut aussi être disséminé au milieu des schistes dans lesquels il se répand en veines parallèles à la schistosité.

Les filons sont quelquefois bien réguliers, comme on le voit en jetant les yeux sur les *fig.* 11 et 12, Pl. II, dessinées sur les lieux par M. Bell.

La *fig.* 11 montre deux filons parallèles du district Concordia qui sont encaissés dans le granite.

La *fig.* 12 représente un filon de T' Kodas, qui est enclavé dans le micaschiste; ce filon court parallèlement à la schistosité. C'est un cas assez général pour les filons qui se trouvent dans les schistes.

— La puissance des filons est assez grande, car elle peut atteindre 1 et 2 mètres. **Inclinaison et direction des filons.**

Leur inclinaison est quelquefois de 90°, comme on l'observe à la mine Spectacle. Le plus souvent elle est de 85°, comme à T' Kodas, ou de 75° à 80°, comme à Concordia.

— Lorsque l'on compare les directions des nombreux filons de cuivre du pays des Namaquas, on reconnaît qu'ils sont généralement orientés suivant deux directions principales perpendiculaires entre elles.

Aux mines Konolosip, T' Kodas, Élisabeth Gilbert et Spectacle, la direction des filons est N.-N.-O.; elle se confond à peu près avec celle de la montagne même de la Table. Toutes ces mines se trouvent d'ailleurs un peu à l'ouest de la ligne de faîte.

Aux mines Concordia, Kookfontein, Isabelle, qui sont au contraire à l'est de la ligne de faîte, la direction des filons est E.-E.-N.; par conséquent elle est perpendiculaire à la première.

A Eendop, dans le pays des Boschimans, on retrouve encore un groupe de filons qui ont une direction N.-O.; mais cette direction paraît parallèle à celle des collines Tel Ham Hamma.

Nous remarquerons d'ailleurs que les filons N.-N.-O. sont généralement dans les schistes cristallins, tandis que les filons E.-E.-N. sont plutôt dans le granite.

La description précédente montre que les filons de cuivre du pays des Namaquas sont très-bien caractérisés. Ajoutons qu'ils ont des salbandes au toit et au mur, comme le montrent les fig. 11 et 12.

Il importe d'observer que ces filons sont enclavés dans les mêmes roches que dans le Cornouailles; car, dans les deux pays, ils se trouvent soit dans le granite, soit dans un schiste qui appartient au terrain dévonien.

Il nous reste maintenant à faire connaître les minéraux qui composent ces filons, et nous allons voir qu'ils sont encore les mêmes que dans le Cornouailles.

Gangue. — Si nous examinons d'abord leur gangue, nous trouvons qu'elle est essentiellement le *quartz*.

Ce quartz est hyalin gris ou blanc. Aux mines Hester, Maria et Spectacle, il y a de la calcédoine et même de l'hyalite en gouttelettes vitreuses. On y observe aussi des stalactites siliceux ayant une couleur brune; ils présentent de petits tubes creux comme les stalactites cal-

caires. Toutes ces variétés de silice sont très-souvent colorées en vert par des infiltrations de cuivre.

Le quartz est du reste le ciment dans lequel sont disséminés tous les minerais ; il les pénètre et il les imprègne à la manière la plus intime.

On remarque fréquemment dans le quartz hyalin une tendance à se fissurer en lentilles dont le grand axe est parallèle aux salbandes des filons.

La chaux carbonatée est extrêmement rare. Sur le minerai de Springbok, quelques lamelles de chaux carbonatée, étaient cependant associées à de la malachite ; mais le rapprochement même de ces deux minéraux semblerait indiquer que cette chaux carbonatée était, comme la malachite, un produit d'infiltration.

On n'a d'ailleurs pas observé d'autres carbonates de fer ou de magnésie, non plus que de la baryte sulfatée et de la chaux fluatée.

Les filons cuprifères du pays des Namaquas ont donc une gangue quartzeuse, et cette absence des autres minéraux, qui forment habituellement la gangue des filons, est un de leurs principaux caractères.

— Il arrive quelquefois que les filons cuprifères du pays des Namaquas sont eux-mêmes traversés et pénétrés par des filons de roches granitiques : ainsi, dans la mine Wheal-Julia, on observe un filon de *pegmatite* qui se dirige de l'est à l'ouest, et qui s'incline de 75° vers le nord.

Cette pegmatite est formée de quartz gris noirâtre, d'orthose vert azuré cuprifère, de mica brun noirâtre à éclat bronzé.

Dans quelques mines, et notamment à Hester-Maria, le quartz hyalin métallifère contient lui-même des paillettes de mica noir ou brun rouge.

Parmi les gangues du minerai, on doit mentionner

encore les fragments qui proviennent des roches encaissant le filon; ces roches sont le *granite* et les *schistes cristallins;* elles sont généralement plus ou moins décomposées.

Il arrive fréquemment, du reste, que le minerai est complétement disséminé dans la roche encaissante. A T'Kodas, par exemple, il s'est infiltré dans du micaschiste. Ce micaschiste est en partie formé par un mica gris verdâtre, argenté, soyeux et doux au toucher comme le talc; il contient aussi quelques lamelles d'un mica brun noirâtre et une grande proportion de quartz. Sur certains points il prend même des lamelles d'orthose et il passe au gneiss.

— Indiquons aussi comme gangue, une *argile lithomarge* brun-jaunâtre très-douce au toucher, qui est répandue dans les cavités des filons, et qui résulte de la décomposition des roches encaissantes. Elle recouvre souvent les minerais de la mine Spectacle et ceux des rivières Shaap et Orange.

Enfin, un peu de *chaux sulfatée* s'observe encore dans les mines Spectacle, Concordia, T' Kodas. Cette chaux sulfatée est en petits cristaux blancs et transparents. Quelquefois elle est associée à de la malachite. Quand elle tapisse des fissures, elle est fibreuse. Sa position à la surface et dans les cavités des minerais, indique bien qu'elle résulte d'une décomposition des pyrites.

Minerais de cuivre. — Parmi les minerais des filons cuprifères du pays des Namaquas, nous avons d'abord à signaler le *cuivre natif*.

A la mine Hester-Maria (Concordia), il est cristallisé en octaèdres, qui sont groupés de manière à former des dendrites. C'est toutefois un minerai rare et accidentel.

— Le *cuivre oxydulé* est au contraire très-abondant. Il se trouve, par exemple, dans le district Concordia.

Quelquefois il est en cristaux octaédriques très-nets,

translucides, d'une belle couleur rouge; le plus souvent cependant il est amorphe, compacte. Il forme des nodules très-denses, d'une couleur rouge-brique, tachant les doigts. Ces nodules peuvent être deux fois gros comme le poing, et leur intérieur est accidentellement tapissé de cristaux.

A cause de sa couleur rouge vif, les mineurs l'ont désigné sous le nom de *horseflesh* (chair de cheval). Ce minerai, qui est extrêmement riche, peut-être imprégné de quartz. Souvent aussi il est mélangé d'oxyde de fer, surtout lorsqu'il est terreux.

— Le *cuivre sulfuré* qui renferme près de 80 p. 100 de cuivre est un des minerais les plus abondants.

Les mineurs le nomment *gray ore* (minerai gris).

Il se trouve à Concordia, à T'kodas, à Springbok, près des rivières Shaap et Orange. Il est quelquefois en petits grains cristallins, ou bien il présente une structure lamelleuse. Généralement cependant il est amorphe, compacte, très-lourd, en rognons qui atteignent quelquefois la grosseur de la tête; il se laisse couper au couteau et il prend alors un éclat métallique noir bleuâtre.

— Le *cuivre panaché* (philippsite) existe aussi dans la plupart des filons.

Les ouvriers le nomment *peacock ore* (minerai de paon). Il a une couleur foncée à reflets irisés bleus ou violets. A T'Kodas, le cuivre panaché a surtout pénétré dans les feuillets du micaschiste qui forme la roche encaissante. Il ne se montre pas cristallisé.

— Presque toujours le cuivre panaché est accompagné de *cuivre pyriteux*. Bien que ce dernier minerai contienne, lorsqu'il est pur, plus de 32 p. 100 de cuivre, il est moins riche que ceux dont nous venons de parler; aussi est-il beaucoup moins recherché par les mineurs. Le *cuivre pyriteux* forme souvent des veines

dans le cuivre panaché ; cette dernière variété de minerai est appelée *coated yellow ore* (minerai jaune habillé).

— Du *cuivre gris* se trouve parmi les minerais de la mine Spectacle. Il est amorphe ou légèrement lamelleux. Sa cassure est conchoïde ; lorsqu'elle est fraîche, elle a une couleur grise et un éclat métallique. Il paraît riche en antimoine.

Enfin nous avons encore à mentionner d'autres minerais qui pour la plupart proviennent de la décomposition des minerais primitifs, et s'observent soit à la surface des gîtes métallifères, soit dans les parties altérées par des infiltrations.

— Le *bioxyde de cuivre* ou l'oxyde noir forme quelquefois des enduits terreux, friables, tachant les doigts ; sa poussière est noir brunâtre.

— De l'*arséniate de cuivre* d'une couleur vert émeraude s'observe dans les filons cuprifères et même dans les roches encaissantes.

— La *malachite* se trouve aux mines Spectacle, Hester-Maria, Concordia, et près des rivières Shaap et Orange : elle a une belle couleur verte et une structure à la fois fibreuse et lamelleuse ; elle tapisse les cavités des autres minerais de cuivre.

— On observe aussi le deuxième carbonate de cuivre, l'*azurite*, qui est toutefois plus rare que la malachite. A Concordia, par exemple, ses cristaux, qui sont translucides et qui ont une belle couleur bleue, présentent le groupement en étoile qui leur est habituel.

— L'*hydrosilicate de cuivre* est disséminé dans les minerais décomposés. Il y en a notamment aux mines de Kilduncan, à T'Kodas, sur les rivières Shaap et Orange.

Pyrite de fer. — La *pyrite de fer*, si fréquente dans les gîtes métallifères, accompagne les minerais de cuivre du pays des Namaquas. Cette pyrite a une couleur jaune livide ;

elle appartient à la variété nommée *sperkiese*. A la mine Springbok elle forme des veines qui sont postérieures aux deux pyrites de cuivre.

On sait que la pyrite se décompose avec une grande facilité et qu'elle se change en hydroxyde de fer; aussi la partie supérieure des filons est-elle généralement recouverte par le chapeau de fer ou par le *gossan* des mineurs du Cornouailles. Ce *gossan* résulte de la décomposition des minerais primitifs des filons. Il est terreux, souvent à structure cariée ou bréchiforme. Sa couleur est rouge ou jaune. Il est formé d'oxyde de fer plus ou moins mélangé aux minerais de cuivre oxygénés dont nous venons de parler en dernier lieu. Il s'observe par exemple dans les filons du district Concordia.

—Les minerais de cuivre du cap de Bonne-Espérance sont extrêmement riches, en sorte que leur exploitation peut être entreprise même dans des conditions très-difficiles. Il nous reste maintenant à faire connaître une particularité remarquable, et qui est surtout très-importante au point de vue de leur exploitation : ces minerais contiennent de l'*or*. Or.

Depuis longtemps on avait remarqué que les anneaux de cuivre portés par les Bechuanas, les Basutos et les tribus qui habitent les bords de la rivière Orange, n'avaient pas la couleur rouge du cuivre pur.

L'analyse de ces anneaux, fabriqués par les naturels avec les minerais de leur pays, a montré qu'ils renferment en effet une certaine proportion d'or.

Un examen plus attentif a d'ailleurs fait découvrir de l'or dans les minerais de cuivre eux-mêmes; on en a observé notamment dans les mines qui sont près des rivières Shaap et Buffels. Dès l'année 1846, le docteur Georges Eveleigh analysa le minerai de cuivre qui se trouve au nord de Clanwilliam, et dans une expé-

rience faite devant les directeurs de la compagnie des mines du sud de l'Afrique, il constata que ce minerai renfermait près de 2 p. 100 d'or.

Ce fait était pour ainsi dire tombé dans l'oubli, lorsqu'au mois de février 1854 l'attention de la colonie fut vivement surexcitée par l'annonce de la découverte de l'or.

Le mineur Nicholls, qui travaillait à la mine de MM. Phillips et King, venait en effet d'y trouver un minerai nouveau, un *alliage d'or et de cuivre.*

D'après des descriptions locales, il paraîtrait que cet alliage était cassant et qu'il avait une couleur verte rappelant celle du vert de gris. On le brisa et on reconnut que son intérieur était entièrement tapissé d'or. Un échantillon de ce minerai pesait environ deux onces.

— Depuis cette époque on a de nouveau trouvé l'*or* avec le cuivre natif et avec différents minerais de cuivre dn pays des Namaquas; son existence ne saurait donc être révoquée en doute, et de plus il est certain qu'il est associé au minerai de cuivre.

— Cependant l'or a été signalé aussi dans les terrains d'alluvion. On l'y rencontre en petites pépites du poids de 20 à 90 grains. Tantôt il est libre, tantôt il est encore engagé dans du quartz. On l'a trouvé à 4 milles de Smithfield dans le district Caledon, à Aliwal, à Burghersop et surtout dans la république de Trans-Waal chez les Boërs. Toutefois, jusqu'à présent, on ne connaît au Cap aucun sable aurifère qui soit très-riche, en sorte que le lavage pour or ne présenterait pas plus d'avantages que tout autre genre de travail.

La découverte de l'or produisit une certaine émotion, et les habitants de la colonie du Cap purent croire un instant qu'elle allait devenir une nouvelle Australie. Il est certain que si cette colonie a un climat peu favorable aux Européens, elle jouit d'un grand avantage,

celui d'être desservie par des bateaux à vapeur qui la rendent très-facilement accessible aux populations de l'Europe et même de l'Amérique.

Mais ce que nous venons de dire sur le gisement des minerais du cap de Bonne-Espérance montre que le lavage du sable aurifère serait jusqu'à présent peu avantageux. Quant à l'extraction de l'or associé au minerai de cuivre, elle nécessite un travail suivi et très-pénible; elle ne saurait donc être entreprise par des mineurs isolés.

— Le cuivre gris renfermant une certaine proportion d'*argent*, on voit que les minerais de cuivre du Cap peuvent contenir, non-seulement de l'or, mais encore de l'argent. **Argent.**

L'association du cuivre à l'or et à l'argent est d'ailleurs fréquente dans les gîtes métallifères de l'Europe, notamment dans ceux de l'empire d'Autriche.

— Une circonstance mérite de fixer toute notre attention : c'est la grande richesse des minerais de cuivre au Cap. **Richesse des minerais.**

Il suffit pour l'apprécier de jeter les yeux sur le tableau, page 189; il donne approximativement pour chaque mine, et d'après des essais, la richesse moyenne en cuivre.

Or, tandis que la richesse moyenne des minerais traités en Europe est seulement de 5 à 6 p. 100, celle du minerai des Namaquas traité à l'usine de Swansea est en moyenne de 29 p. 100 (1). Elle ne descend pas au-dessous de 25 p. 100; accidentellement elle s'élève même à 80 et 90 : enfin on estime au Cap que la richesse moyenne des minerais vendus jusqu'à présent est de 45 p. 100 de cuivre.

(1) Renseignements communiqués par M. E. Logan.

Cette dernière richesse est tellement grande qu'on serait tenté de la croire exagérée, si elle ne se trouvait consignée dans un document officiel. Elle tient d'ailleurs à ce que les nodules de minerai massif ont assez souvent de grandes dimensions; elle tient aussi à la difficulté des transports qui oblige à négliger comme gangue tout ce qui n'est pas extrêmement riche : on ne peut donc la considérer comme une richesse normale. Quoi qu'il en soit, le minerai des Namaquas est aurifère, et de plus il est très-riche en cuivre.

Exploitation. — Il est facile de comprendre d'après cela comment son exploitation est possible et même avantageuse malgré les difficultés qui l'accompagnent.

Des trois difficultés qui avaient été signalées par le docteur Rykvoet, la première, la dureté des roches dans lesquelles se trouve le minerai, mérite à peine d'être mentionnée. Le plus souvent d'ailleurs les minerais de cuivre sont exploités dans des roches cristallines semblables à celles du Cap.

La deuxième difficulté, le manque de bois dans le pays des Namaquas, est beaucoup plus sérieuse; mais c'est plutôt parce que le bois est rare pour les usages domestiques, que parce qu'il n'y en a pas en quantité suffisante pour fondre le minerai.

Dans son important travail sur la métallurgie du cuivre, M. Le Play a démontré, en effet, que les minerais de cuivre se laissent avantageusement exploiter sur tous les points du globe, pourvu qu'il soit possible de les transporter économiquement dans des fonderies (1).

---

(1) Description des procédés métallurgiques employés dans le pays de Galles pour la fabrication du cuivre, et recherches sur l'état actuel et l'avenir probable de la production et du commerce de ce métal; par M. F. Le Play. — *Annales des mines*, 4e série, tome XIII, page 3.

L'expérience est faite dès à présent pour les minerais de cuivre de Cuba, des deux Amériques et même de l'Australie ou de la Nouvelle-Zélande, qui tous sont traités dans les fonderies du pays de Galles. Des fonderies semblables ont été construites récemment sur quelques points de la France et notamment aux environs de Marseille; elles traitent non-seulement les minerais de l'Algérie et du bassin de la Méditerranée, mais encore ceux des différentes parties de l'Amérique.

La quantité de minerai de cuivre étranger qui est consommée par ces fonderies, est d'ailleurs très-considérable, même en Angleterre, puisque les 5/6 du cuivre produit dans l'importante usine de Swansea, proviennent de minerais étrangers (1).

Ainsi, il existe dès à présent en France et surtout en Angleterre, des fonderies qui sont intéressées à l'exploitation des minerais de cuivre de toutes les parties du monde, et qui contribuent à la développer.

L'ère nouvelle dans laquelle la métallurgie du cuivre vient d'entrer a, sans aucun doute, déterminé l'exploitation récente des mines du cap de Bonne-Espérance, qui, connues depuis longtemps, étaient jusqu'à présent restées stériles. On peut croire aussi que les bénéfices considérables réalisés dans les mines de Burra-Burra en Australie ont appelé l'attention du commerce anglais sur des mines qui ne paraissent pas moins riches et qui sont comparativement rapprochées de l'Europe. On ne saurait donc douter qu'il ne soit avantageux d'exploiter le minerai de cuivre du Cap pour le traiter, non pas sur les lieux, mais dans les fonderies de France et d'Angleterre.

Toutefois, jusqu'à présent, l'exploitation a été en-

(1) *Id. Annales des mines*, 4ᵉ série, tome XIII, page 110.

travée par la difficulté que présente le transport du minerai depuis la mine jusqu'à la côte. Cette difficulté est assurément la plus grande; car, en ce moment même, plus de mille tonnes de minerai déjà exploitées, ne peuvent être transportées sur la côte à aucun prix. Elle oblige de plus à expédier seulement le minerai le plus riche, en sorte qu'on rejette comme inutiles des minerais contenant encore beaucoup plus de cuivre que ceux qu'on traite habituellement en Europe.

On espère cependant surmonter complétement la difficulté du transport, en établissant un chemin de fer qui mettrait les mines en communication avec la côte. Ce chemin de fer serait desservi par des chevaux ou par la vapeur.

Son tracé est indiqué sur la carte (*fig.* 9, Pl. II). Il partirait de la baie Robbe et il se partagerait en trois embranchements dirigés vers les principaux centres de mines. Des routes spéciales pourraient ensuite relier à ce chemin de fer les importantes mines de Springbok et de Concordia.

Nous avons déjà fait la part des autres difficultés qui tiennent à la rareté de l'eau et des aliments, ainsi qu'à l'insalubrité du climat. Quoique ces difficultés soient bien réelles, nous avons vu qu'elles ne sont pas insurmontables; l'exploitation des mines du cap de Bonne-Espérance est donc non-seulement possible, mais même avantageuse.

C'est d'ailleurs ce que nous pouvons rendre encore plus sensible par quelques chiffres. En effet, la tonne de minerai de cuivre du Cap s'est vendue en Angleterre 30, 40 et même 60 livres sterling; or, on estime que le bénéfice a été de 45 p. 100 par tonne pour les mines situées sur les rivières Shaap et Buffels.

Ajoutons que le Gouverneur Général de la colonie

refuse le concours du gouvernement pour l'établissement du chemin de fer projeté, et il motive ce refus sur la possibilité pour les compagnies de réduire jusqu'à 13 livres sterling par tonne de minerai, les frais d'extraction et de transport en Angleterre.

Enfin, un rapport, qui paraît d'ailleurs exagéré, admet que sur certaines mines un ouvrier et deux aides pourraient exploiter une tonne de minerai par jour.

L'exploitation du minerai est trop irrégulière, pour qu'il soit possible d'être aucunement fixé sur le prix de revient; il nous a paru cependant qu'il était utile de faire connaître ces chiffres, basés sur les estimations de personnes qui se trouvent sur les lieux.

—Quoique les compagnies d'exploitation soient très-nombreuses, elles sont encore très-récentes. Aussi jusqu'à présent elles se sont bornées à l'extraction du minerai qui se rencontrait aux affleurements et à la crête des filons. **Production.**

Quelques puits ont bien été creusés, mais le plus profond n'a guère qu'une vingtaine de mètres. Il est donc facile de comprendre que la production du minerai de cuivre est très-limitée. On n'en tient même compte sur les registres de la douane que depuis le deuxième semestre de 1852, pendant lequel l'exploitation a été à peu près de 31 tonnes. En 1853, l'exportation du minerai n'était encore que de 199 tonnes; mais elle a beaucoup augmenté depuis. Au mois de septembre 1855, l'usine de Swansea seule, en avait déjà reçu plus de 1 300 tonnes.

On estime d'ailleurs que si le chemin de fer projeté s'exécutait, la production annuelle de plusieurs districts miniers, pourrait s'élever à 1.000 et même à 5.000 tonnes de minerai de cuivre.

—En résumé, nous voyons qu'il existe des mines de cuivre très-importantes dans le pays des Petits-Nama- **Résumé.**

quas, au cap de Bonne-Espérance. Ces mines sont très-nombreuses, et dès à présent elles ont été en partie concédées par le Gouverneur de la colonie; on a même commencé à les exploiter. Elles fournissent un minerai extrêmement riche, puisqu'il renferme en moyenne 30 p. 100 de cuivre et que de plus il est aurifère. Bien qu'exploité à une grande distance d'Europe, ce minerai de cuivre peut d'ailleurs y être facilement transporté par les innombrables navires qui doublent le cap de Bonne-Espérance; sous ce rapport, il est même dans des conditions beaucoup plus avantageuses que le minerai d'Australie. Par conséquent, malgré la chaleur du climat, le manque d'eau et de ressources, malgré les difficultés de toute nature contre lesquelles son exploitation est obligée de lutter, il est permis de croire qu'elle ne tardera pas à prendre quelque développement.

Il importe de remarquer, en terminant, l'analogie complète que présente le gisement du cuivre au cap de Bonne-Espérance et dans le Cornouailles.

En effet, dans les deux pays, les filons métallifères sont enclavés dans du granite et dans des schistes cristallins (Killas) qui paraissent être de même âge. Ils sont parallèles à la direction principale des chaînes de montagnes. Ils ont la même gangue, le quartz; ils ont encore les mêmes minerais : les pyrites de cuivre, le cuivre sulfuré, le cuivre oxydulé, le cuivre natif, les carbonates, les arséniates et les hydrosilicates de cuivre. Enfin ils renferment de la pyrite de fer, et ils sont recouverts par un chapeau ferrugineux, le *gossan*.

L'ensemble de ces faits nous autorise donc à conclure que les minerais de cuivre du cap de Bonne-Espérance et du Cornouailles se sont formés dans les mêmes circonstances et peut-être aussi à la même époque.

NOTES

SUR L'EXPLOITATION DES MINES ET DES USINES DANS LE NORD DE L'EUROPE.

Par M. J. DUROCHER, ingénieur des mines, professeur à la Faculté des Sciences de Rennes.

PREMIÈRE PARTIE.

EXPLOITATION DES MINES.

Introduction. Objet et plan du mémoire.

Les deux voyages que j'ai faits dans le nord de l'Europe n'avaient pas seulement pour objet des études géologiques : j'étais aussi chargé d'observer l'exploitation des mines et des usines de la Scandinavie, qui ont une grande importance et jouissent d'une haute réputation. Dans un précédent mémoire (*Annales des mines*, 4ᵉ série, tome XV, p. 171), j'ai fait connaître les caractères des gîtes métallifères de la Suède, de la Norwége et de la Finlande, mais diverses circonstances m'avaient forcé d'ajourner la publication de mes observations sur l'industrie minérale de ces contrées. Cependant les méthodes que l'on y suit dans l'exploitation et le traitement des minerais diffèrent, sous plusieurs rapports, de celles usitées dans le reste de l'Europe : on y remarque des détails qui sont particuliers à la Scandinavie, et dont la connaissance n'est pas dénuée d'intérêt. Ainsi, je signalerai l'emploi du feu dans l'abatage des roches, emploi qui est très-général dans le Nord, et qui a lieu concurremment avec le tirage à la poudre. Les divers traités de l'art des mines ne fournissent pas sur ce sujet

des données assez précises pour qu'on puisse juger les avantages ou les inconvénients de l'usage du feu, considéré comme agent de dislocation. Il m'a donc paru utile d'observer les conditions dans lesquelles cette méthode est appliquée avec plus ou moins de succès, et de recueillir des résultats d'expériences qui puissent servir de base à une appréciation rationnelle.

Il est d'ailleurs un genre particulier de fabrication qu'il faut étudier dans le nord de l'Europe, c'est le moulage des canons en fonte de première fusion : trois usines de la Suède fournissent à toutes les puissances du Nord des bouches à feu remarquables par leur excellente qualité et la modicité de leur prix. La nature des minerais et les caractères des fontes destinées à cet usage m'ont offert des circonstances remarquables au point de vue métallurgique. En outre, le traitement des minerais de cuivre, de plomb, d'argent et de cobalt, bien que se rapprochant des méthodes suivies en Allemagne, m'a paru susceptible de donner lieu à des observations intéressantes, et dont il est possible de tirer parti, même en France, dans les localités où le combustible végétal est à bas prix, et où la production métallurgique est trop peu importante pour supporter les frais qu'entraîne l'établissement d'usines à l'anglaise.

Ainsi le travail actuel ne forme point une description complète des mines et des usines de la Scandinavie, mais simplement un extrait de mes notes de voyage, où j'ai placé les principaux détails qui m'ont paru offrir quelque intérêt; c'est le complément de mon mémoire déjà cité sur les gîtes métallifères de la Scandinavie. Je vais commencer par un coup d'œil général sur l'exploitation des mines en Scandinavie; je donnerai des détails particuliers sur l'abatage des roches de différentes natures par l'emploi du feu et par le tirage à la poudre;

puis, après avoir passé en revue les principales mines métalliques et en avoir exposé les conditions économiques, je ferai connaître l'exploitation de combustible minéral de Höganäs, en Scanie; je terminerai ce qui concerne les mines, en indiquant dans un résumé leur production totale et le personnel qu'elles emploient. J'exposerai bientôt dans la seconde partie de ce travail mes observations sur le traitement métallurgique des minerais de fer, de cuivre, de plomb, d'argent et de cobalt, et je donnerai en dernier lieu la statistique de la production métallurgique de la Scandinavie.

Je crois devoir exprimer ici mes remercîments aux ingénieurs et directeurs d'exploitations qui ont mis une grande obligeance à me fournir des renseignements, lorsque j'ai visité les mines et usines de la Scandinavie : je citerai particulièrement MM. Sefström et Edman à Stockholm; M. Wahrendorf, propriétaire de l'usine d'Aker; M. Coudriawsky, officier de la garde impériale de Russie, qui depuis plusieurs années était chargé de la réception des bouches à feu en Suède; MM. Sewen et Oengren à Sala; MM. Ackerman, Bagge, Leyenflucht et Bergsten à Falun; M. Lindström, directeur des mines d'Ares Kutan; MM. Keilhau et Scheerer à Christiania, Böbert et Langberg à Kongsberg; Lammers à Skuterud; Thomas à Kaafiord; Nordenskiöld et Albrecht à Helsingfors en Finlande.

Les mines du nord de l'Europe offrent le plus grand intérêt au géologue et au minéralogiste; mais, sous le rapport technique, leur aménagement laisse à désirer : à la vérité, plusieurs des vices que l'on y remarque sont liés à des circonstances locales, telles que la nature des gîtes et des minerais, la solidité des roches et

le bas prix du bois. Néanmoins la routine, si puissante en Scandinavie comme partout, ne cède le pas qu'avec lenteur aux améliorations; d'ailleurs, il existe dans cette contrée un grand nombre de mines qui, avec l'aide de capitaux et sous la direction d'hommes habiles, pourraient être reprises avec avantage; d'autres, telles que celles de Tunaberg, Garpenberg, Areskutan, etc., pourraient être exploitées sur une plus grande échelle.

Libéralité de la législation minière en Suède et en Norwége.

La législation suédoise et la législation norwégienne (1) sont d'une extrême libéralité en ce qui concerne les mines : il suffit, pour devenir concessionnaire, d'annoncer à l'ingénieur en chef du district (Bergmästare) qu'on a découvert une mine et qu'on a l'intention de l'exploiter, ou bien que l'on va reprendre une ancienne mine. La concession ne peut être refusée; l'ingénieur en chef se rend sur les lieux, constate l'existence de la mine et fixe le périmètre de la concession. Le possesseur du sol a le droit, s'il le veut, d'entrer pour la moitié en copropriété de la mine, en acceptant sa part des charges; mais, dans tous les cas il est

(1) La législation minière de la Suède et celle plus récente de la Norwége sont distinctes, mais basées sur les mêmes principes généraux : on y remarque le même libéralité dans l'octroiement des concessions. Mais la loi norwégienne a l'inconvénient de beaucoup trop morceler les concessions : elle les restreint, m'a-t-on dit, à 150 toises dans le sens de la longueur, et leur étendue dans le sens perpendiculaire doit être égale à la largeur du gîte augmentée de 3 toises 1/2 de chaque côté; il est facile de voir à quelles difficultés peut donner lieu l'application d'une telle disposition. D'ailleurs, un individu ou une compagnie peut posséder plusieurs concessions. Les mines sont soumises à une redevance qui s'élève en Suède à 1/10e du bénéfice net : il y a aussi des taxes sur les produits des établissements métallurgiques, fonte, fer, etc. De même qu'en France, les usines ne peuvent être établies qu'en vertu d'une autorisation spéciale, après justification de suffisantes ressources en minerai et charbon.

obligé de céder, moyennant rétribution, les terrains qui sont nécessaires à l'exploitation. La facilité excessive avec laquelle on obtient des concessions a déterminé cette extraordinaire multiplicité de travaux de mines qui ont excorié le sol de la Scandinavie. Mais il en est résulté l'inconvénient de la dissémination des capitaux : car les entrepreneurs étant généralement dépourvus des moyens financiers et des capacités qui leur eussent été nécessaires, n'ont pu donner assez de suite à leurs recherches; aussi la plupart de ces travaux n'ont eu qu'une existence éphémère; et, si l'on excepte les mines de fer, il est peu de grandes et durables exploitations, autres que celles qui sont patronées par l'État et dirigées par ses ingénieurs, comme celles de Falun et de Sala, en Suède, ou de Kongsberg, en Norwége.

Toutefois, pour remédier à l'inconvénient que je viens de signaler, la loi porte que, si un concessionnaire laisse ses travaux en chômage pendant un certain temps, une année au plus, sans y avoir été autorisé pour une cause légitime, il est déchu de ses droits, et tout autre entrepreneur peut obtenir la concession, comme s'il s'agissait d'une mine abandonnée depuis longtemps, et sans qu'il soit besoin de formalités de mise en demeure à l'égard du premier concessionnaire. La facilité avec laquelle les ingénieurs en chef de district (1) autorisent les suspensions de travaux atténue la rigueur de cette règle, qui forme d'ailleurs le cor-

---

(1) Au-dessus des Bergmästäre, se trouve en Suède le collége des mines (*Berg collegium*), qui fut fondé en 1649 par la reine Christine : c'était précédemment un corps à la fois judiciaire et administratif, chargé de résoudre toutes les questions de droit et d'administration qui concernent les mines et usines : le collége des mines, qui réside à Stockholm, remplissait donc

rectif indispensable de l'extrême facilité avec laquelle sont octroyées les concessions.

Avantages et inconvénients du système adopté en Scandinavie.

Cette législation, qui donne un droit absolu à l'inventeur, offre l'avantage de provoquer l'exploration d'un pays riche en gîtes métallifères; elle amène ainsi la découverte de richesses qui auraient pu rester cachées, mais elle me paraît avoir des inconvénients notables dans un pays arrivé à un certain degré de civilisation, et dont les ressources minérales sont en grande partie connues, comme le sont actuellement celles de la Scandinavie. Ces inconvénients seraient très-graves en France, où les mines en général, et surtout les exploitations houillères, exigent des capitaux considérables et donnent lieu à de grands frais de mise en œuvre. D'ailleurs, je suis porté à croire que l'exploitation des métaux autres que le fer pourrait acquérir en Suède et en Norwége un plus grand développement, si la législation permettait de donner des concessions plus étendues, et mettait en même temps des restrictions à la facilité avec laquelle on peut les obtenir. En exigeant

de doubles fonctions, dont, en France, une partie est dévolue au conseil général des mines et l'autre au conseil d'État; mais, il y a quelques années, on lui a retiré ses attributions judiciaires pour les confier à la cour supérieure de justice. Dans les archives du collége des mines sont réunis les plans des diverses exploitations et les rapports des ingénieurs en chef des districts (Bergmästäre) qui ont sous leurs ordres des ingénieurs ordinaires (Geschworner). Il y a en outre des ingénieurs spéciaux pour les appareils mécaniques employés sur les mines, pour le levé des plans de mines, ainsi que pour les usines métallurgiques; ces divers ingénieurs sont aussi subordonnés au collége des mines. Au-dessus des ingénieurs en chef, qui résident au chef-lieu de chaque district, il y a, à Falun et à Sala, un ingénieur en chef-directeur des mines (Berghauptman). C'est aussi dans la ville de Falun que se trouve l'école des mines destinée à former des ingénieurs pour l'État et pour l'industrie privée.

l'apport de capitaux proportionnés au but qu'on se propose, elle faciliterait la formation de grandes compagnies, et, grâce à la puissance de l'association des ressources individuelles, il serait possible de reprendre l'exploitation de beaucoup de gîtes dont, jusqu'à présent, on s'est borné à entamer l'épiderme, faute de ressources suffisantes.

Mines de fer.

En Scandinavie, comme dans le reste de l'Europe, les dépôts métalliques les plus nombreux et les plus abondants sont les mines de fer; mais ici, de même que dans tous les détails de sa structure géologique, cette contrée, d'origine véritablement primitive, conserve son caractère de cristallinité. Ainsi, en faisant abstraction des dépôts de fer hydroxydé qui se forment aujourd'hui par voie de remaniement au sein des lacs et des marais, il n'y a point à l'intérieur du sol de minerai à l'état d'hydrate, ni même d'oxyde rouge à l'état d'hématite, ni de fer carbonaté compacte. Les seuls minerais que forme le fer dans les roches de la Scandinavie sont l'oxydule et l'oligiste, à l'état cristallisé, parfois accompagnés de mouches de fer spathique en quantité tout à fait insignifiante. Le premier de ces minerais, l'oxydule, est de beaucoup le plus abondant, et fort souvent il est seul. Quant à l'oligiste, il est très-rarement isolé, mais presque partout on le trouve accompagné d'une plus ou moins grande quantité d'oxydule.

Emploi de la boussole dans la recherche et l'exploitation des mines de fer.

Les minerais de fer du nord de l'Europe sont donc presque universellement magnétiques, et la forte déviation qu'ils exercent sur l'aiguille aimantée pourrait être utilisée dans des recherches ayant pour objet la découverte de ces minerais. Cependant, en Suède, il est rare qu'on tire parti de cette circonstance; mais en Finlande j'ai vu employer à cet effet une grande boussole ajustée dans une boîte en cuivre, qui a 15 cen-

timètres de diamètre sur 30 de hauteur, et qui est suspendue à l'extrémité d'un manche long de 50 à 60 centimètres; l'aiguille oscille avec rapidité, quand on l'avance au-dessus d'un terrain contenant du minerai de fer oxydulé. Cet appareil peut être employé avec avantage, en beaucoup de lieux où le roc est recouvert de terre végétale, ou d'une couche superficielle de dépôt de transport; il fournit de bonnes indications, soit sur l'existence de gîtes dont les affleurements sont cachés, soit sur la direction du prolongement de gîtes déjà reconnus sur d'autres points; c'est surtout dans ce dernier cas qu'on en tire le plus habituellement parti.

Utile application d'un système d'observations magnétiques.

Dans les régions où l'on ne connaît pas de mines de fer, l'emploi de la boussole comme moyen de recherches exigerait des observations magnétiques effectuées sur une assez grande échelle. Il y a, en Finlande et dans l'intérieur de la Suède, de vastes forêts qui restent sans emploi dans les régions où l'enveloppe de matières meubles qui recouvre le roc ne laisse percer aucun affleurement de gîte métallifère; or, si des observations magnétiques étaient exécutées sur de grandes étendues de terrains, et en des points suffisamment rapprochés pour que l'on pût tracer avec exactitude les courbes de déclinaison et d'inclinaison, les endroits où ces courbes offriraient des anomalies seraient l'objet de recherches locales plus multipliées (1), et l'on pourrait arriver à la découverte de mines de fer par cette utile application de la physique terrestre à la géologie. D'après ce que j'ai entendu dire pendant mon séjour à Stockholm, on aurait l'intention d'exécuter en Suède un système d'observations analogue à celui que je viens d'indiquer.

(1) On m'a dit que les déviations imprimées à l'aiguille aimantée par les gîtes importants de fer oxydulé se faisaient sentir jusqu'à une distance de près de 2 kilomètres.

Comme je l'ai fait voir dans mon précédent mémoire, le minerai de fer oxydulé se montre souvent, dans le nord de l'Europe, associé à des roches amphiboliques; mais, en général, il constitue des bancs épais, enclavés dans le gneiss ou autres roches cristallino-schisteuses. Ces gîtes ont la forme de masses prismatiques, ou de lentilles cylindroïdes, disposées verticalement, ou du moins offrant une très-forte inclinaison; cependant la coupe qu'elles présentent à la surface du sol est assez étendue pour qu'on ait été naturellement conduit à les exploiter à ciel ouvert; ainsi, la plupart des mines de fer du nord de l'Europe consistent en de vastes excavations béantes, qui ont parfois plus de 160 mètres (1) de profondeur, comme les mines d'Utö et celles de Danemora.

Mode général d'exploitation des mines de fer.

(1) Pour faciliter les comparaisons, j'ai exprimé en mesures françaises tous les détails numériques contenus dans ce travail, et dont l'intelligence eût été très-difficile, si j'avais conservé les mesures suédoises; leur multiplicité engendre une foule d'erreurs et est véritablement décourageante pour les étrangers qui s'occupent de recherches statistiques ou technologiques. Le pied suédois égale 296 millimètres et le pied norwégien 314. Il y a plusieurs espèces de tonnes usitées comme mesures de capacité dans les établissements industriels; il y en a de 4pc,5; de 5pc,6 et de 6pc,3 : c'est cette dernière qui est le plus fréquemment employée sur les mines et usines de la Suède; comme le pied cube suédois représente environ 27 litres, on voit que cette tonne est de 170 litres et équivaut à peu près à 1/6 de mètre cube. La livre suédoise, dite viktualievigt (poids de denrées) qui sert de base aux autres unités de poids, est de 425 grammes; au-dessus est le Lispund qui vaut 20 livres ou 8k,500, puis le skeppund qui vaut 20 lispund, ou 400 livres, ou 170 kilogrammes. Mais il y a bien des espèces de skeppund, qui se divisent également en lispund et en livres; ainsi, il y a le skeppund stapelstadsvigt (poids d'entrepôt) qui ne vaut que les 4/5 du skeppund viktualievigt ou 136 kilogrammes, puis le skeppund bergsvigt (poids de mine) qui vaut les 22/25 du skeppund viktualievigt ou 149k.6, soit 150 kilogrammes en nombres ronds; il y a encore le skeppund tackjernvigt (poids du fer

Cependant quelques mines de fer sont exploitées souterrainement; ainsi celles du Bispberg, près de Säther, et de Näskils, aux environs d'Arendal. D'ailleurs, lorsque les excavations à ciel ouvert deviennent très-profondes, il est plus avantageux d'exploiter souterrainement les parties latérales, ou les branches adjacentes à la masse centrale, en perçant des galeries horizontales à une certaine hauteur, ou en fonçant directement des puits pour y arriver; c'est ce que l'on fait dans beaucoup de mines; ainsi à Danemora, Utö, etc., dont les travaux ont lieu en partie à ciel ouvert, en partie souterrainement (voir les plans de mines annexés à mon mémoire sur les gîtes métallifères, *Annales des mines*, 4e série, t. XV). L'exploitation est d'ailleurs fort simple : elle est habituellement disposée en gradins droits; comme la roche est d'une extrême solidité, et que l'on a peu à craindre les éboulements, à moins que ce ne soit dans un avenir éloigné, on ne prend, en général, aucune précaution pour consolider le terrain; aussi on étabit ordinairement en

---

fondu) qui vaut 194 kilogrammes, ou 1,14 fois le skeppund viktualievigt. En Norwége, on a eu le bon esprit de n'admettre qu'un seul système d'unités de poids; il y a un skeppund unique, qui se compose de 20 lispund et le lispund de 16 livres; comme la livre est égale à 498 grammes, on voit que le skeppund norwégien équivaut à 159 kilogrammes.

Quant aux unités monétaires, il y en a deux et mêmes trois sortes en Suède, les monnaies risgeld, banco et speciès. Les monnaies banco valent une fois et demie les monnaies risgeld; la troisième sorte est la monnaie *speciès* ou monnaie d'argent qui vaut 2 fois 2/3 la monnaie banco. Le riksdaler speciès de Suède et Norwége vaut 5f,84 de notre monnaie, le risksdaler banco vaut 2f,19 et le riksdaler risgeld vaut 1f,46. Les riksdaler se divisent en 48 skilling. En Norwége, il y a le riksdaler speciès qui vaut 5f,84 comme en Suède; mais il se compose de 5 marcs, dont chacun vaut, par conséquent, 1f,18, et le marc se divise en 24 skilling qui vallent presque 5 centimes de notre monnaie.

plein roc, sans aucun boisage, les puits, galeries, etc., sans craindre de leur donner d'énormes dimensions. Seulement, dans quelques-unes des mines d'Arendal, où la roche est moins solide, on s'est cru obligé de placer çà et là quelques étais isolés, allant perpendiculairement du toit au mur. Néanmoins, quand on envisage le fond ténébreux de ces abîmes effrayants que forment les mines de Danemora, d'Utö, on voit avec surprise leurs parois abruptes se tenir sur des hauteurs de 150 à 160 mètres, sans le secours de boisage ni de muraillement.

Au commencement de ce siècle, le feu était universellement employé comme moyen de dislocation de la roche dans les mines de fer de la Suède et de la Norwége; mais, depuis plusieurs années, cette méthode, qui est encore très-usitée dans les exploitations d'autres métaux, est presque abandonnée dans la plupart des mines de fer; d'abord l'action du feu ne peut produire que des effets très-désavantageux dans les cavités à ciel ouvert; et, dans les parties souterraines, on ne s'en sert plus quand il s'agit de foncer des bures ou en général d'approfondir des excavations. Quoi qu'il en soit, j'ai cru devoir reporter un peu plus loin les détails que j'ai à donner sur l'abatage du minerai de fer. Abatage du minerai de fer.

Bien que la plupart des exploitations pénètrent à des profondeurs plus ou moins grandes au-dessous du fond des vallées, la quantité d'eau qui vient y affluer n'est pas très-considérable, eu égard à la grandeur de ces excavations, et la puissance des moyens d'épuisement est assez faible, si on la compare à celle des énormes machines que nécessite l'assèchement des mines dans les autres contrées; ainsi une force de 20 à 30 chevaux est ordinairement plus que suffisante dans des mines qui ont plus de 160 mètres de profondeur et dont les Faible affluence d'eau dans les mines de fer.

cavités représentent des vides de 1/2 à 1 million de mètres cubes. Cette faible affluence d'eau provient de ce que la masse du gîte et la roche encaissante n'offrent point en général de fentes, de failles ou de salbandes, et souvent même leurs parois présentent une sorte de soudure avec le terrain environnant.

Appareils d'épuisement.

On comprend que, dans de telles circonstances, on n'ait pas cherché à perfectionner les moyens d'épuisement : presque nulle part on ne voit de galeries d'écoulement, bien que le relief du sol permette souvent d'en construire avec facilité; il est vrai que, vu la profondeur des travaux actuels, ces galeries se trouveraient aujourd'hui beaucoup au-dessus du fond des mines. Mais, les cours d'eau étant très-communs en Scandinavie, on les utilise au moyen de roues à augets, qui sont établies, en général, à quelques centaines de mètres des exploitations, et leur mouvement est transmis à des tiges de pompes en bois, au moyen de deux lignes de tirants dont la construction est souvent assez grossière : presque toujours les axes d'oscillation des tirants sont placés verticalement, sans que l'on puisse expliquer les motifs qui ont fait préférer cette disposition à celle qui est plus habituellement employée dans le reste de l'Europe. Sur quelques mines où les moteurs hydrauliques manquent, ou bien sont insuffisants, on a installé des machines à vapeur; ainsi j'en ai vu deux (une de 16 et une de 10 chevaux) sur les mines de l'île d'Utö, près de Stockholm; il y en a une de 10 chevaux à la mine de Braastad, près d'Arendal, et une d'égale force à Danemora; mais cette dernière n'est en activité que dans les années très-pluvieuses. Il y a, à quelque distance de l'exploitation, une roue hydraulique de force médiocre, qui suffit le plus souvent, avec l'aide d'un manége mû par 8 chevaux attelés aux deux bras en

croix du tambour. Cependant les mines de Danemora sont citées parmi celles qui ont le plus de difficulté pour l'épuisement ; elles sont situées sur un plateau peu élevé et s'ouvrent sur une colline entourée par trois lacs. Afin de prévenir l'irruption de l'eau d'un de ces lacs, on a établi pour servir de digue, sur l'une des parois de la mine, une maçonnerie en belles pierres de granite ayant une hauteur d'environ 10 mètres et une étendue en longueur de plus de 100 mètres.

Extraction de l'eau à l'état de glace.

Pendant l'hiver, et souvent jusque dans le mois d'août, c'est en partie à l'état de glace que l'eau est enlevée de ces vastes excavations à ciel ouvert : ainsi à Utö, Danemora, Norberg, etc. On la débite en blocs prismatiques, qui sont chargés et montés au jour dans des tonnes. Le froid qui pénètre dans ces gouffres pendant l'hiver ne peut être contre-balancé par la chaleur que développent la combustion de la poudre, des lampes, et la respiration des hommes ; la température des parois s'abaisse au-dessous de zéro, et par suite l'eau qui ruisselle à la surface se congèle ; aux parties surplombantes on voit suspendues de magnifiques stalactites de glace, qui forment des voûtes en pendentif, resplendissantes à la lumière ; c'est un inépuisable sujet d'admiration pour les touristes. Il faut observer qu'en vertu de son excès de densité l'air froid tend toujours à descendre ; et, quand il a envahi le fond de ces gouffres, il ne peut en être chassé que très-lentement, par de l'air chaud qui vient s'y mélanger. Aussi le froid de l'hiver y pénètre rapidement, et au contraire la chaleur de l'été ne s'y fait sentir que très-tard, d'autant plus que l'air est un mauvais conducteur.

Extraction du minerai.

L'extraction du minerai de fer a lieu presque partout en Scandinavie au moyen de tonnes et de baritels mis en mouvement par des chevaux, et quelquefois par des

bœufs; sur plusieurs mines on emploie maintenant des câbles en fil de fer. Lorsque la production est considérable, il faut avoir un grand nombre de baritels; ainsi aux mines de Danemora, pour le service des manéges, on n'a pas moins de 60 chevaux et 20 bœufs. On doit se demander s'il ne serait pas préférable d'y substituer deux ou trois machines à vapeur, d'une force peu considérable, dont l'emploi simplifierait le service, diminuerait l'encombrement, et serait sans doute moins dispendieux.

Le transport du minerai à l'intérieur et à l'extérieur s'effectue habituellement à la brouette : sur les grandes exploitations il y aurait certainement avantage à établir de petits chemins de fer, du moins à la surface, comme on l'a fait aux mines de l'île d'Utö, où il existe un plan incliné automoteur, par le moyen duquel le minerai est amené de l'orifice des mines au port d'embarquement.

Préparation mécanique.

Le minerai et la roche étant élevés au jour sont déposés sur les haldes, près desquelles se trouvent les ateliers de préparation mécanique. Les ouvriers chargés de ce travail sont en général de jeunes garçons ou des femmes. Le minerai est réduit en fragments de 10 à 12 centimètres de largeur, d'une grosseur telle que l'on puisse en opérer le triage et en séparer la gangue. Le personnel occupé à cette préparation est quelquefois plus nombreux que celui employé à la mine même; on comprend que la proportion entre les ouvriers de l'intérieur et de l'extérieur varie d'un établissement à l'autre, suivant la manière dont le minerai est mélangé avec sa gangue, et suivant la proportion de matière stérile : ainsi aux mines de Danemora les gens chargés du cassage et du triage forment une troupe plus que double du nombre des mineurs, lequel s'élève à environ 200;

il est vrai qu'ici la proportion est beaucoup plus élevée que sur les autres établissements ; le travail effectif de ces femmes et enfants est assez médiocre faute de surveillance. Dans la belle saison ils passent une partie de leur temps à offrir des fragments de cristaux ou à guider les étrangers qui viennent voir les célèbres mines de Danemora.

Industrie sidérurgique beaucoup moins développée en Norwége qu'en Suède.

Les exploitations de minerai de fer sont en Suède beaucoup plus nombreuses et plus importantes que les autres mines métalliques, tant par la valeur de leurs produits que par le nombre des bras qu'elles occupent. En Norwége l'industrie sidérurgique n'a pas acquis un aussi grand développement. Néanmoins, dans le midi de cette contrée, il y a une centaine de mines, situées pour la plupart dans la région littorale, entre Christiansand et le golfe de Skeen ; quelques autres se trouvent entre Laurvig et l'extrémité méridionale du lac Miösen. Il y a aussi, dans la province de Drontheim, deux ou trois petites mines qui alimentent le haut fourneau de Mostadmarken, le seul qui existe en Norwége au delà de 60 1/2 degrés de latitude. Toutefois il n'y a, en tout, qu'une vingtaine de gîtes qui soient l'objet de travaux un peu importants; et, en général leur exploitation a lieu à ciel ouvert. La production annuelle est de 180 à 200,000 quintaux métriques, donnant un rendement moyen de 45 pour 100. Le prix de revient de ce minerai, pris sur les haldes, varie de 0f,60 à 2 francs, et paraît être en moyenne de 1 franc à 1f,10 par quintal métrique (1). Les exploitations sont généralement

(1) On peut citer comme une des exploitations les plus importantes, et dont les produits coûtent le moins, la mine de Thorbjörnsboe, près d'Arendal ; c'est une belle carrière exploitée par gradins, et dont le sol se trouve à peu près au niveau du fond de la vallée. Le minerai n'y revient pas à plus de 0f,65

situées près de la côte, et le minerai est, en partie, transporté par eau aux usines où il est élaboré, et qui se trouvent à une certaine distance, dans les environs de Christiania et d'Arendal. D'ailleurs, comme la plupart des mines appartiennent aux maîtres de forges, les produits ne sont pas, en général, un objet de commerce; néanmoins on peut admettre 1f,50 pour prix moyen de vente, et alors la valeur totale du minerai extrait s'élève de 280 à 300.000 francs. D'après les renseignements que j'ai recueillis sur les lieux, le nombre des ouvriers employés sur les exploitations est de 4 à 500.

Importance des mines de fer en Suède.

Les mines de fer sont bien plus multipliées en Suède qu'en Norwége; elles sont aussi exploitées sur une plus grande échelle; et, bien qu'on ne puisse pas les citer comme de parfaits modèles, leur aménagement est en général plus régulier, sans doute parce qu'elles sont depuis longtemps soumises à une surveillance administrative, tandis que cela n'a lieu en Norwége que depuis une quarantaine d'années.

Il y a en Suède dix groupes de mines importants: sous le rapport de la production, on doit citer en première ligne celui de la paroisse de Grangjärde, en Dalécarlie, qui fournit annuellement 450.000 quintaux métriques de minerai, c'est-à-dire plus de deux fois autant que toutes les mines de la Norwége réunies; malheureusement ce minerai est un peu phosphoreux, et le fer qui en provient a le défaut d'être cassant. Je signalerai ensuite le groupe de Philipstad en Wermlandie, qui produit environ 370.000 quintaux métriques; celui

---

par quintal métrique; tandis que celui de la mine de Braastad également située près d'Arendal, revient à peu près à 2 francs; néanmoins, ce dernier est recherché à cause de sa teneur élevée et de sa bonne qualité.

de Nora 300.000, de Norberg 250.000, de Danemora 200.000, d'*Utö* 110.000, de Taberg en Smalande et de Svardsjö en Dalécarlie, chacun 100.000, et enfin les deux groupes du Bispberg et de Söderberk fournissent l'un et l'autre 60.000 quintaux métriques. Les autres exploitations sont disséminées et beaucoup moins importantes ; elles complètent la production de la Suède, qui, dans ces dernières années, s'est élevée à 1.500.000 skeppund tackjernsvigt, c'est-à-dire à environ 3 millions de quintaux métriques. La quantité de fonte brute et de fonte moulée en première fusion étant de 1.560.000 quintaux métriques, le rendement moyen est d'environ 52 pour 100 (1). Il a été un peu élevé dans ces dernières années, car avant 1843 il était au-dessous de 50 pour 100. Dans l'ensemble des minerais, il en est qui rendent plus de 60 pour 100 de fonte, comme ceux du Bispberg, tandis que d'autres ont une teneur inférieure à 30 pour 100, comme le minerai de Taberg en Smâlande.

Le prix de revient du minerai est généralement moins élevé qu'en Norwége ; il varie de 0f,60 à 1f,20, et paraît être en moyenne de 0f,75 à 0f,80. Beaucoup d'exploitations ont lieu pour le compte de maîtres de forge ; ainsi celles de Danemora, dont le produit est divisé en un certain nombre de parts et fondu dans plusieurs hauts fourneaux de l'Uplande. Néanmoins les maîtres de forge suédois ne peuvent pas, comme ceux de la France, exercer un droit général de revendication sur les

Prix de revient du minerai de fer.

(1) Le rendement est en réalité un peu plus faible, attendu que, outre les minerais en roche, on fond une petite quantité de minerai de lacs (sjömalm) dont il n'est pas tenu compte ici; mais cette circonstance ne peut diminuer le rendement général de plus de 1 à 2 p. o/o.

minerais placés à leur portée ; ils doivent se soumettre au tarif des exploitants : aussi, parmi ces derniers, il en est qui font d'énormes bénéfices ; ainsi le minerai du Bispberg se vend 1f,60 le quintal métrique, bien qu'il n'en coûte pas la moitié. Néanmoins, si on estime à 1f,30 le prix de vente moyen des minerais, leur valeur totale approche de 4 millions de francs.

Le nombre des ouvriers employés aux mines de fer s'élève à 5.000 ; mais les deux cinquièmes environ se composent de jeunes garçons et de femmes qui sont occupés au cassage et triage du minerai ; le nombre des ouvriers mineurs n'excède pas 2.000, de façon que chacun produit environ 1.500 quintaux métriques de minerai par an. Comme ces ouvriers, en général, s'occupent aussi de travaux agricoles, le travail d'une année ne correspond qu'à 250 jours de 10 à 12 heures, mais plus ordinairement de 12 ; ainsi, chaque mineur abat en 12 heures à peu près 6 quintaux métriques de minerai qui correspondent à environ un quart de mètre cube de roche massive, eu égard au stérile.

Pour montrer quels sont les frais divers auxquels donne lieu l'exploitation des minerais de fer en Suède, prenons pour exemples quelques-unes des mines les plus importantes. Les mines d'Utö, que l'on peut citer parmi les établissements les plus remarquables et les mieux aménagés, offrent le contact de roches variées ; on y voit des schistes quartzeux, jaspés et pétrosiliceux, un calcaire cristallin, entremêlé de silicates, principalement d'amphibole ; il y a aussi des filons de granite à très-larges lames. Mais c'est principalement dans la roche quartzo-schisteuse qu'est enclavé le minerai de fer, consistant en oligiste avec un peu d'oxydule. Il est exploité par gradins, dans de vastes excavations, en partie à ciel ouvert, en partie souterraines,

Mines de fer de l'île d'Utö.

et pénétrant jusqu'à 160 et quelques mètres de profondeur. Il y a 110 ouvriers, dont 50 mineurs. On ne fait usage que de la poudre, non du feu, pour l'abatage de la roche; la production annuelle de minerai est de 110.000 quintaux métriques provenant d'environ 4 à 5.000 mètres cubes de roche massive. On m'a fait connaître sur l'établissement les quantités de matériaux divers qui sont consommés pour cette production ; ce sont, en mesures françaises : 2.700 kilogrammes de poudre, au prix de 1f,70 le kilogramme (1), 900 kilogrammes d'acier à 0f,80 le kilogramme, 7.000 kilogrammes de fer (pour les fleurets et les marteaux ou masses) coûtant 35 à 40 francs le quintal métrique; 25 kilogrammes de soufre (pour les mèches des coups de mines) à 0f,35. Le total des dépenses consacrées à ces approvisionnements, ainsi qu'à l'achat d'autres matériaux, tels que charbon pour la réparation des outils, bois pour le chauffage des ouvriers, s'élève à 15,000 francs par an. Pour abattre un mètre cube de roche massive on consomme en moyenne 600 grammes de poudre, 200 grammes d'acier et 1.550 grammes de fer. La consommation de fer paraîtra considérable, mais il est à noter qu'elle ne se rapporte pas seulement à l'abatage qui a lieu dans la mine, mais aussi au cassage du minerai, qui se fait à l'exté-

(1) En Suède et en Norwége, la poudre prise dans les bureaux de débit coûte 1f.70 le kilogramme; le fer ordinaire ne coûte que 30 francs le quintal métrique, mais celui qui est déjà façonné pour servir à la confection des fleurets et marteaux, et qui est de très-bonne qualité, coûte une quarantaine de francs le quintal métrique. L'acier coûte 80 à 90 francs Le prix du bois varie, suivant les localités, de 0f,70 à 2 francs le stère, et le charbon coûte, par stère pesant de 130 à 160 kilogrammes, de 1f,20 à 3 francs. Les frais de transport des forêts aux mines et usines élèvent considérablement le prix du bois et du charbon.

rieur. Quant à la main-d'œuvre, elle coûte, pour l'abatage d'un mètre cube, environ 5 francs, qui représentent 4 journées d'ouvriers à 1f,25 (1). La journée des ouvriers mineurs en Scandinavie est habituellement de 12 heures, quelquefois de 10; mais le poste de 8 heures n'est pas usité comme en France. Le total des frais d'abatage d'un mètre cube s'élève, tout compris, à 7f,25. Après avoir été élevé au jour, le minerai est amené à la casserie et trié par 20 et quelques ouvriers, qui en séparent environ un tiers de stérile.

Les frais d'épuisement sont assez considérables aux mines d'Utö; il y a, pour le service d'extraction et pour l'épuisement, deux machines à vapeur de la force de 10 et de 15 chevaux; cette dernière étant trop faible, doit être remplacée par une de 25 chevaux. En ayant égard à tout l'ensemble des frais et en considérant que chaque mètre cube fournit en moyenne 24 à 25 quintaux métriques de minerai, le prix de revient du quintal métrique est de 0f,90 (voir le tableau résumé, page 236); or, comme il se vend 1f,25, il y a 0f,35 de bénéfice.

Mines de Norberg.

Les mines de Norberg fournissent, comme celles d'Utö, du fer oligiste, accompagné d'oxydule, et enclavé dans des roches quartzo-schisteuses dépendant du terrain de gneiss. L'exploitation se fait par de vastes carrières à ciel ouvert, et emploie de 250 à 300 ouvriers.

(1) Le prix de la journée d'ouvrier serait un peu au-dessous du chiffre qui est ici indiqué, si l'on ne tenait compte que de la paye qu'il reçoit en argent; mais, suivant un excellent usage, qui est très-répandu en Suède, dans beaucoup de mines, on fournit tous les mois à chaque ouvrier une certaine quantité de farine à prix réduit. Cette subvention indirecte est plus ou moins importante, suivant que l'ouvrier est chargé de famille, ou seul; on peut la regarder comme équivalant à une indemnité qui varie, suivant les cas, de 50 à 100 francs par an.

La production annuelle est de 250.000 quintaux métriques, qui proviennent d'environ 10.000 mètres cubes de roche massive. On consomme annuellement 5.500 kilogrammes de poudre, ce qui fait 550 grammes par mètre cube. Les frais d'entretien et réparation des outils, et autres frais divers montent à 1f,20 ; la main d'œuvre correspond à 4 jours d'ouvriers (à 1 franc) et coûte 4 francs, de façon que le prix d'abattage d'un mètre cube est égal à 6 francs. Si on ajoute les frais d'extraction, cassage, triage, etc., on trouve que le quintal métrique du minerai de Norberg, qui correspond à environ $\frac{1}{25}$ de mètre cube, en ayant égard au stérile, revient à 0f,71.

Les mines de Bispberg diffèrent de celles dont nous venons de parler en ce que l'exploitation est complétement souterraine et a lieu par de vastes chambres ; néanmoins, comme le minerai est très-riche et s'abat assez facilement ; comme l'épuisement et l'extraction ont lieu à l'aide de moteurs hydrauliques, le prix de revient du quintal métrique est peu élevé; 105 à 110 ouvriers, dont 40 mineurs, produisent annuellement 60.000 quintaux métriques de minerai, provenant d'à peu près 2.000 mètres cubes de roche massive. On consomme 1200 kilogrammes de poudre, ce qui donne 600 grammes par mètre cube. L'entretien et la réparation des outils, avec frais divers, coûtent 1f,50. Il y a 5f,00 de dépense en main-d'œuvre, correspondant à 5 jours de travail, de sorte que l'abatage d'un mètre cube de massif coûte 7f,50. En ajoutant les frais de roulage, d'entretien, cassage et triage, comme un mètre cube fournit moyennement 30qm,0 de minerai, eu égard au stérile, on arrive à 0f,72 pour le prix du quintal métrique; le prix de vente est 1f,60 ; ainsi il y a 0f,88 de bénéfice.

Mines de Bispberg.

Mines de Danemora.

Les mines de fer de Danemora sont les plus célèbres de la Suède ; elles sont parvenues à 170 mètres de profondeur au-dessous de la surface du sol, ou 136 mètres au-dessous du niveau de la mer. Elles sont exploitées en partie à ciel ouvert, en partie souterrainement. Une machine à vapeur de la force de 10 chevaux, une roue à augets et une quinzaine de manéges desservis par 60 chevaux et 20 bœufs servent à l'épuisement et à l'extraction. Le nombre des ouvriers varie de 6 à 700; mais, sur ce nombre, plus des trois cinquièmes consiste en femmes et enfants, chargés du cassage et triage du minerai ; le nombre des mineurs est de 200 et quelques. La production annuelle est de 200.000 quintaux métriques de minerai. C'est du fer oxydulé à grains fins, qui se montre, en général, associé à du calcaire cristallin. L'exploitation a lieu par gradins ; l'abatage d'un mètre cube donne lieu à une consommation moyenne de 620 grammes de poudre (1), 980 grammes de fer, et 150 grammes d'acier ; la dépense totale pour achat de matériaux et réparation d'outils monte à 2f,00, qui, ajoutés à 4f,00 de main d'œuvre (3 jours $\frac{1}{3}$ à 1f,20), donnent 6f,00 pour le prix d'abatage d'un mètre cube en gradins.

Consommation de poudre généralement uniforme.

Il y a une circonstance assez remarquable dans les exploitations de minerai de fer de la Suède, c'est que la consommation de poudre y est à peu près uni-

(1) A Danemora, on emploie quelquefois le feu pour l'abatage de la roche, mais ce n'est que pour le percement des galeries : alors on brûle 6 à 7 stères de bois par mètre courant de galerie qui a environ 3mc,25 de section, ce qui donne en moyenne à peu près 2 stères de bois, coûtant 2f,60 pour 1 mètre cube de roche massive. La main-d'œuvre, y compris l'éclairage monte à environ 5f.40 de façon que le mètre cube de roche revient à environ 8 francs, et le mètre courant de galerie à 26 francs.

forme, quoique le minerai soit enclavé dans des roches d'une dureté et d'une tenacité très-différentes : ainsi, dans les mines citées plus haut, on voit que la consommation de poudre varie de 550 à 620 grammes par mètre cube; cependant, à Utö et Norberg, la gangue est principalement quartzeuse, tandis qu'elle est calcaire à Danemora et qu'elle est presque nulle au Bispberg. Ce fait d'une consommation de poudre uniforme est général en Suède. Ainsi, d'après ce que m'ont assuré plusieurs exploitants de ce pays, on admet que la consommation de poudre ne doit pas s'élever à plus de 1 quintal par 1.000 skeppund de minerai de fer produit, ou 42k,500 par 170.000 kilogrammes de minerai produit, soit 240 grammes par 1.000 kilogrammes de minerai, ce qui donne environ 600 grammes par mètre cube de roche massive, eu égard à la proportion habituelle de stérile. Mais si la consommation de poudre n'éprouve que de faibles variations, il ne peut en être ainsi, comme on doit facilement le concevoir, pour la consommation de fer et d'acier; ainsi à Utö, où le minerai est quartzeux, pour l'abatage d'un mètre cube de massif on consomme 1.550 grammes de fer et 200 grammes d'acier, tandis qu'à Danemora, où le minerai a une gangue calcaire, on consomme seulement 980 grammes de fer et 150 grammes d'acier.

Le tableau suivant fait connaître les détails du prix de revient moyen du quintal métrique de minerai de fer sur les principales exploitations de la Suède.

	Utö.	Norberg.	Bispberg.	Dannemora.	Moyennes.
Quantités de minerai de fer produites annuellement (en quintaux métriques).	110.000	250.000	60.000	200,000	155,000
Rendement moyen du minerai (en centièmes).	41	45	62	50	50
Frais de main d'œuvre : 1° Pour l'abatage du minerai. . . . . 2° Pour roulage, extraction, cassage et triage.	fr. 0,19	fr. 0.16	fr. 0,17	fr. 0,19	fr. 0,18
Achat de matériaux (poudre, fer, acier, soufre, huile, bois, charbon de bois, etc.) et frais d'entretien des outils (1).	0,18	0.16	0,16	0,19	0,17
	0.14	0.12	0,13	0,12	0,13
Frais d'épuisement et d'extraction (non compris la main-d'œuvre pour l'extraction); entretien des machines et appareils, frais d'écurie. achat de bois pour les machines à vapeur.	0,25	0,17	0,12	0.18	0,18
Frais généraux (frais de bureau, de direction, etc.) (2)	0.14	0.10	0,14	0,11	0,12
Total des frais, ou prix de revient du quintal métrique du minerai.	0,90	0,71	0,72	0,79	0,78

Caractères généraux des mines de métaux autres que le fer.

Passons maintenant aux mines de métaux autres que le fer, et rappelons d'abord les caractères généraux de leur disposition : de même que les gîtes de fer

(1) La consommation de poudre, fer et acier forme un peu plus de la moitié de cet article, soit 7 à 8 centimes par quintal métrique de minerai produit ; les autres matériaux, tels que soufre, huile pour l'éclairage, bois pour le chauffage, et dans quelques cas pour l'abatage, charbon pour la réparation des outils, etc., représentent environ 3 centimes, dont un pour l'éclairage dans les excavations souterraines. La main-d'œuvre pour l'entretien des outils peut être estimée à un peu moins de 2 centimes ; ainsi une quinzaine de journées d'ouvrier ou 15 à 20 francs suffisent pour l'entretien des outils employés à l'abatage et cassage de 1.000 quintaux métriques de minerai.

(2) On comprend que ces évaluations et surtout l'estimation des frais généraux ne sont qu'approximatives ; elles résultent des observations et renseignements que j'ai recueillis sur les lieux, et j'ai lieu de croire qu'elles ne s'écartent pas beaucoup de la réalité. Les frais généraux sont d'autant moindres que la production est plus considérable.

oxydulé ou oligiste, elles offrent en général la forme de bancs intercalés dans les roches cristallino-schisteuses; mais la substance métallique, de cuivre, cobalt, plomb, etc., au lieu de constituer la plus grande partie de la masse du gîte, n'en est qu'une petite fraction; et souvent, loin de se concentrer dans une couche spéciale, elle tend plutôt à se disséminer dans la roche sur de grandes étendues, de telle façon qu'il est difficile d'assigner un contour précis ou des limites bien définies à cette sorte de gîtes, auxquels j'ai proposé d'appliquer, comme dénomination générale, l'expression de *gîtes en fahlbandes*. J'ai montré néanmoins qu'il y a ordinairement des concentrations locales de minerai, en rapport avec des bandes chlorito-talqueuses nommées *skölar;* de là il résulte que les gîtes ont tantôt l'apparence de couches métallifères, comme les gîtes d'Areskutan, de la contrée de Röraas et la plupart des gîtes cuprifères de la Scandinavie, tantôt l'aspect d'amas renflés comme à Falun, et tantôt l'apparence de filons, comme les gîtes plombo-argentifères de Sala. Il y a d'ailleurs, en quelques points, de véritables filons ou fentes remplies; ainsi on peut en citer comme exemples les gîtes cuivreux de Kaafiord, dans le Finmark, et les mines d'argent de Kongsberg.

Inconvénient de la trop grande étendue des cavités souterraines.

Les gîtes en fahlbandes, lorsque leurs affleurements ont une épaisseur suffisante et une allure régulière, sont quelquefois exploités à ciel ouvert, comme les mines de cobalt de Skuterud et de Snarum; mais, en général, ces mines sont souterraines, surtout lorsqu'elles ont atteint une profondeur un peu grande. Cependant les exploitants scandinaves ont le tort de donner à leurs excavations des dimensions trop considérables et de ne pas employer des moyens de soutènement suffisants: aussi sur les grandes et vieilles exploitations, comme

Sala et Falun, on remarque à la surface d'immenses effondrements, provenant de ce que l'on a donné trop d'étendue aux chambres d'exploitation, sans avoir pris le soin de ménager des piliers ou de faire des remblais. C'est à cause de cela que les mines de Falun se trouvent, depuis un grand nombre d'années, dans une fâcheuse situation par suite des éboulements qui s'y sont produits, et qui ont disloqué la roche métallifère, au point que l'exploitation se fait actuellement, en grande partie, au milieu de masses fracturées et mouvantes.

Causes de ce défaut.

Le défaut que je viens de signaler est universel en Scandinavie : sur toutes les mines on observe de vastes puits et d'immenses chambres d'exploitation, que l'on agrandit de plus en plus, comme si on avait une confiance absolue dans la solidité indéfinie de la roche, tandis qu'il serait beaucoup plus rationnel de faire des remblais et de ne donner aux cavités que les dimensions strictement nécessaires. Ce défaut tient sans doute, en partie, à l'emploi du feu au lieu de la poudre pour l'abatage; les entailles à la poudre sont d'autant plus dispendieuses que leur section est plus étendue; aussi, dans les mines bien dirigées, on doit réduire cette section autant que possible, d'autant plus que le terrain se soutient mieux, lorsque les vides sont moins grands; mais, quand on se sert du feu comme moyen d'abatage, l'action de la flamme s'étend sur une vaste surface, fendille toute la zone qu'elle atteint, et les cavités acquièrent ainsi tout naturellement de grandes dimensions.

Absence de remblais dans les exploitations.

D'ailleurs, il est un autre défaut, également universel dans les exploitations scandinaves : il consiste à ne séparer par triage le minerai du stérile que quand toute la masse a été amenée au jour, d'où il résulte qu'on ne fait pas de remblai. Pour justifier cette méthode, on

prétend que, la roche étant couverte de noir de fumée par la combustion des bûchers et des brandons qui servent à l'éclairage, il serait difficile de distinguer les parties métalliques du stérile; toutefois cette considération ne pourrait pas s'appliquer à toutes les mines. On objecte aussi que, dans l'incertitude où l'on est sur les points précis qui forment la limite des gîtes, on serait exposé à remblayer des portions dans lesquelles plus tard il serait utile de rentrer. Mais il y a une autre raison, qu'à la vérité on ne fait pas valoir : c'est que, en général, on n'exécute pas de travaux de reconnaissance; par suite on ne sait pas d'une manière positive la disposition des diverses parties de la masse métallifère; et, dans cette ignorance, on ne peut guère avoir de plans de travaux bien arrêtés. Il faut convenir que, si l'on veut se dispenser des soins continus et des préoccupations qu'entraîne la direction d'une mine métallique, il est beaucoup plus commode, lorsque toutefois la solidité de la roche le permet, d'ouvrir de vastes excavations, et sans faire aucun remblai, d'élever toute la matière au jour, où l'on peut effectuer le triage fort à son aise.

La routine est tellement puissante que l'on ne se borne pas à donner des dimensions exagérées aux cavités que l'on creuse avec le feu, comme les galeries, mais encore aux puits verticaux, dans le percement desquels aujourd'hui on n'emploie que la poudre. Ces puits sont cylindriques et ont habituellement de 9 à 12 mètres de diamètre, quand même ils ne doivent servir qu'à l'extraction. J'ai entendu, à ce sujet, émettre l'étrange assertion qu'un puits étroit coûtait plus à foncer qu'un puits large. **Puissance de la routine.**

On est étonné de voir se maintenir de pareils errements dans un pays civilisé comme la Suède, où les

mines sont soumises à la surveillance d'un corps d'ingénieurs qui renferme des hommes aussi distingués que M. Sefström. Cela me paraît tenir à ce que la plupart des ingénieurs placés dans les districts miniers de la Suède ne voyagent point hors de leur pays; par suite, n'ayant point vu de travaux plus méthodiques, ils ne sont point amenés par la comparaison à réformer des vices d'exploitation que l'habitude leur a rendus familiers.

Introduction de l'usage de la poudre en Scandinavie.

C'est seulement dans la première moitié du dix-huitième siècle que l'emploi de la poudre dans les mines a été introduit en Scandinavie par des mineurs allemands. Les premiers essais eurent lieu de 1722 à 1730; auparavant le feu était le seul agent de dislocation que l'on employât; et, comme nous allons le voir tout à l'heure, l'usage s'en est conservé dans une grande partie des exploitations scandinaves; mais il n'a plus lieu que dans des conditions particulières.

Détails sur le tirage à la poudre.

Aujourd'hui la poudre est seule employée dans les abatages à ciel ouvert, dans le foncement des *puits* ou bures, et, en général, dans l'approfondissement des excavations. Il est universellement reconnu que, dans de telles circonstances, le feu produit peu d'effet, vu la tendance ascensionnelle de la flamme; et, par suite son emploi est alors très-désavantageux. Les fleurets dont on se sert pour les trous de mine ont de 20 à 30 millimètres de diamètre, de façon que les trous aient environ 3 centimètres de largeur. Ces fleurets sont, suivant l'usage, aciérés aux deux bouts, et souvent on donne à leur mèche la forme d'une pyramide quadrangulaire, terminée par un biseau. Le travail se fait presque partout à deux hommes, rarement à trois. On donne aux trous de mine une profondeur qui varie de 40 à 90 centimètres, et qui est habituellement de 50 à 60; on les remplit tantôt au tiers, tantôt à la moitié,

sans règle fixe à cet égard; la quantité de poudre que l'on y met varie de 75 à 125 grammes, et est assez généralement de 100 grammes, de façon qu'un kilogramme de poudre suffit à 10 coups et correspond à un forage de 5 mètres de longueur. On estime, d'ailleurs, que, dans l'exploitation d'une roche métallifère, pour abattre un mètre cube, il faut forer 8 à 10 trous de mines de 50 centimètres de profondeur, ou bien 6 à 8 de 60 centimètres, ce qui représente une longueur totale de 4 à 5 mètres.

Longueur de trou de mine forée en une heure dans diverses roches.

Voici quelques détails sur le temps nécessaire pour forer une longueur déterminée : aux mines de fer d'Utö, dans la roche quartzo-schisteuse, qui contient le fer oligiste, et qui est dure, deux mineurs travaillant ensemble font, en 6 heures de temps, deux trous de 53 centimètres chacun, ce qui fait en tout $1^m,06$ ou 17 centimètres par heure.

Aux mines de Skuterud, la roche cobaltifère est quartzo-schisteuse et micacée, d'une nature analogue pour la dureté à celle d'Utö; or deux ouvriers, travaillant à ciel ouvert, font en 12 heures de travail une longueur de trous qui varie, suivant l'état de la saison, de $1^m,85$ à $2^m,20$, ce qui donne en moyenne $2^m,03$ ou 17 centimètres par heure. Ils reçoivent chacun $0^m,74$ par mètre de forage, de sorte que le prix de leur journée est d'environ $1^f,50$.

Aux mines de Falun, qui sont souterraines, dans la roche quartzo-pyriteuse, dure, deux mineurs font en 12 heures deux trous ayant, en moyenne, $0^m,75$ chacun, ce qui fait en tout $1^m,50$ ou $12^c,5$ par heure.

A Sala, dans le calcaire cristallin et métallifère, entremêlé de silicates (amphibole, pyroxène, etc.), et aussi dur à percer que peut l'être cette sorte de roche, en un jour de travail de 12 heures, deux mineurs doi-

vent forer 4 trous de mine de 60 centimètres chacun, ce qui donne 2^m,40 ou 20 centimètres par heure.

Aux mines de Tuñaberg, le forage du calcaire cristallin, ici cuprifère et cobaltifère, donne des résultats un peu plus avantageux qu'à Sala ; ainsi en 12 heures deux mineurs percent 2^m,55 de trous de mine, soit 21^c,2 par heure. Chaque trou a 45 à 50 centimètres de profondeur ; on paye 0^f,48 seulement par 60 centimètres (2 pieds suédois) de forage, ce qui met le prix de la journée de l'ouvrier à 1^f,04.

Les résultats que je viens d'exposer sont résumés dans le petit tableau ci-dessous :

NATURE et nom de la mine.	NATURE de la roche métallifère.	DURETÉ de la roche.	LONGUEUR du forage exécuté par deux mineurs en 1 heure.
			centimèt.
Mines de cuivre de Falun.	Roche quartzo-pyriteuse. . .	très-dure.	12,5
Mines de cobalt de Skuterud.	Quartz-schiste micacé, avec mispickel, cobalt gris et pyrites.	dure.	17,0
Mines de fer d'Utö. .	Quartz-schiste, avec fer oligiste et un peu d'oxydule. .	dure.	17,7
Mines de plomb et argent de Sala. . .	Calcaire cristallin, entremêlé de silicates, avec galène. .	dure pour une roche calcaire.	20,0
Mines de cuivre et de cobalt de Tunaberg.	Calcaire cristallin, avec silicates, contenant du cobalt gris et du cuivre pyriteux.	id.	21,2

Usure des fleurets.

Quant à l'usure des outils, d'après les résultats de diverses expériences, en Suède, on estime qu'un fleuret bien aciéré peut, avant d'avoir la pointe émoussée, forer une longueur de 7 à 10 centimètres dans le fer oxydulé presque pur, de 12 à 18 centimètres dans le fer oxydulé mélangé de gangue calcaire, et seulement une longueur de 2 1/2 à 5 centimètres dans le quartz ou une roche quartzeuse entremêlée de silicates. On voit d'après cela que le même fleuret peut servir pendant près

d'une heure dans les roches offrant un mélange de carbonate calcaire et de fer oxydulé, mais seulement 15 à 20 minutes dans les roches siliceuses.

Nous avons vu que, dans l'exploitation du minerai de fer oxydulé ou oligiste, la consommation de poudre est habituellement comprise entre 550 et 620 grammes par mètre cube de massif; la consommation de fer varie de 900 à 1.600 grammes, et celle d'acier de 150 à 200 grammes. Un peu plus loin, en faisant connaître, sous le rapport technique, les principales mines de métaux autres que le fer, je donnerai des détails numériques concernant l'emploi de la poudre dans l'abatage des roches et minerais divers; j'indiquerai alors les frais de main-d'œuvre et les consommations de matériaux. (Voir, plus loin, ce qui concerne les mines de cuivre, de cobalt, etc., et le tableau résumé.)

Emploi du feu dans les mines de la Scandinavie.

Mais auparavant faisons connaître la manière fort simple dont le feu est employé dans les mines de la Scandinavie : depuis une trentaine d'années, l'usage du feu, comme moyen de dislocation, a été beaucoup restreint, à mesure que l'élévation du prix du bois a forcé d'en limiter l'emploi aux cas où il présente un avantage réel sous le rapport de l'économie; il y a moins d'un quart de siècle qu'on s'en servait encore dans quelques exploitations à ciel ouvert et dans le foncement de bures ou dans l'approfondissement d'excavations (1) ; mais aujourd'hui il n'y a plus de mines en Scandinavie, où l'on en fasse usage dans des conditions

---

(1) La quantité de bois qu'il fallait consommer jadis dans le foncement des puits était énorme et tout à fait hors de proportion avec celle que l'on emploie dans le percement des galeries. Dans les pays de mines, la tradition a conservé le souvenir de vastes étendues de forêts qui ont été déboisées aux époques où on avait à foncer des puits.

aussi défavorables à l'action de la flamme : on ne s'en sert plus que dans le percement des galeries, ou bien quand il s'agit d'abattre les masses formant les parois ou le plafond des chambres d'exploitation.

Influence de la nature de la roche.

Les avantages que procure l'emploi du bois, comparé à celui de la poudre, dépendent beaucoup de la nature de la pierre : ainsi, sur les roches micacées, la flamme produit peu d'effet, probablement à cause de l'élasticité qui est propre au mica ; au contraire, l'action du feu réussit bien quand il s'agit de roches quartzeuses et de roches calcaires. J'ai entendu dire à M. Leyenflucht que la pyrite à l'état massif, comme elle l'est à Falun, n'est pas attaquée aussi bien par le feu que la roche quartzeuse. D'après cet ingénieur, le quartz métallifère se détacherait sur une épaisseur de 30 à 35 centimètres, et la pyrite sur 25 à 30 seulement. Suivant M. Sewen, ingénieur à Sala, le calcaire cristallin de cette mine est fendillé par la flamme sur une épaisseur de 35 à 40 centimètres.

Remarques sur les causes de la dislocation des roches par le feu.

Le principal rôle dans la dislocation *produite par* le feu ne me paraît pas devoir être attribué à l'action expansive de la vapeur qu'engendre l'eau contenue dans les roches ; car la désagrégation est très-inégale, suivant la nature des roches, et ne paraît pas être en rapport avec leurs propriétés hygroscopiques ; elle se produit très-largement sur les masses de quartz qui ne renferment qu'une quantité d'eau insignifiante, tandis qu'elle n'a lieu que faiblement sur les roches micacées qui contiennent presque toujours un peu d'eau soit à l'état de combinaison, soit à l'état d'interposition. La désagrégation me paraît liée plutôt à la conductibilité et aux autres propriétés thermiques des roches ; elle me semble dépendre d'une modification qu'on peut comparer au phénomène de la trempe, et qu'un changement

de température fait naître dans l'état moléculaire de la masse. D'ailleurs, les petites fentes qui peuvent préexister, et qui atténuent si fortement les effets de la poudre, ne paraissent pas nuire à l'action du feu; elles semblent même plutôt la favoriser, en permettant à la flamme de pénétrer à l'intérieur de la masse. Dans la calcination qu'elles éprouvent, les roches calcaires ne perdent pas leur acide carbonique, si ce n'est dans quelques parties superficielles; néanmoins elles cèdent assez bien à l'action de la flamme, et, d'après les renseignements qui m'ont été donnés, ce serait dans les mines de Sala, où la roche métallifère est du calcaire cristallin, que l'on obtiendrait les résultats les plus avantageux : c'est là que la désagrégation paraît s'étendre le plus profondément, et la quantité de bois employé n'y serait que d'une fois et demie le volume de la roche abattue; quelquefois même il y aurait égalité entre le volume de la roche et celui du bois consommé.

Bois dont on fait usage.

Le bois dont on fait usage doit être parfaitement sec et coupé depuis plus de six mois; il doit avoir passé un été au grand air. C'est toujours du bois de conifère, pin sylvestre et sapin (pinus abies de Linné) : ce dernier est même préférable au pin, comme donnant une flamme plus vive; mais cette essence est généralement moins abondante. Dans la confection des bûchers, on n'emploie pas les branchages, mais seulement les troncs dépouillés de leurs rameaux et sciés en morceaux plus ou moins grands, dont la longueur varie de $0^m,80$ à $1^m,75$ pour les travaux en galeries, mais s'élève à 3 et 4 mètres pour l'abatage en chambres. Nulle part, en Scandinavie, je n'ai vu employer de caisse pour contenir le feu, comme on l'indique dans quelques ouvrages.

Manières de disposer les bûchers.

On distingue en Suède plusieurs sortes de bûchers : il y a les *restafvar* ou bûchers droits (rechte Haufen des

Allemands), et les *liglafvar* (liegende Haufen) ou bûchers couchés. Il y a encore une troisième dénomination, celle de *driflafvar* (dringende Haufen), bûchers perçants : on désigne ainsi les bûchers que l'on établit pour le percement des galeries, mais qui ne sont, en réalité, que des reslafvar ou des liglafvar, ou bien une combinaison des deux sortes.

Ce sont les reslafvar qui sont aujourd'hui les plus usités en Suède, et que l'on emploie presque exclusivement à Falun et Sala : les pièces de bois sont placées debout et appuyées contre le front de la galerie ou contre la paroi de la roche que l'on veut abattre. On en juxtapose cinq à six rangées, s'élevant plus ou moins, suivant la hauteur à laquelle on veut disloquer la roche. A Sala, dans les chambres d'exploitation, la hauteur des pièces de bois varie de 2 à 4 mètres, et la flamme agit sur la roche, pour y produire des fissures, jusqu'à 10 et 12 mètres d'élévation, deux à trois fois la longueur du bois. Ensuite, pour détacher les parties fissurées, les mineurs emploient de longues perches garnies de fer, qu'ils introduisent dans les fentes, en montant, si besoin est, sur des échelles.

Bûchers couchés. Les liglafvar ou bûchers couchés étaient les seuls que l'on pût employer jadis dans les approfondissements ; on formait des pyramides d'un mètre de hauteur en disposant les pièces de bois par couches horizontales, alternativement dans un sens et dans le sens perpendiculaire. On avait soin de laisser entre elles de petits jours, afin de faciliter le tirage, et à la partie inférieure on ménageait un vide pour l'allumage. Ce système de bûchers est encore employé aux mines d'argent de Kongsberg, non pour les approfondissements, mais dans des ateliers d'exploitation ou de percements de galeries; ainsi j'ai représenté par la figure ci-contre un

des bûchers que j'ai vu établir dans la mine dite *du roi*. Ce bûcher offre, pour ainsi dire, une combinaison des liglafvar et des reslafvar, car on voit que, au-dessus des pièces de bois disposées par couches horizontales, il y en a qui sont dressées debout, et qui s'élèvent jusqu'à la voûte de la galerie. Il est à noter que ce bûcher n'occupe que les deux tiers environ de la largeur de la galerie qui est de $1^m,80$.

La disposition des bûchers à bois debout ou couché n'a pas, dit-on, une influence bien grande sur le succès de l'abatage, vu que la flamme tend toujours à monter; néanmoins le premier mode, à bois debout, me paraît préférable, comme étant d'une installation plus prompte et donnant lieu ainsi à moins de frais de main-d'œuvre; il me paraît, en outre, y avoir un peu d'économie de combustible.

Organisation du travail.

L'organisation du travail varie suivant les établissements : à Falun et à Sala, les bûchers brûlent de dix à douze heures; et, avant de rentrer dans les excavations, on laisse la roche se refroidir pendant vingt-quatre heures au moins. Ainsi à Falun, on allume ordinairement les bûchers le samedi soir; et le lundi, quand on revient au travail, on trouve la roche suffisamment refroidie. Il en est de même à Sala; et, quand on allume plusieurs bûchers dans la semaine, chaque fois il y a, pour que la roche puisse se refroidir, un jour de repos que les ouvriers emploient à l'agriculture.

Aux mines de cobalt de Skuterud et aux mines d'argent de Kongsberg, en Norwége, il en est autrement : on allume plusieurs bûchers dans vingt-quatre heures, trois à quatre à Skuterud; mais alors le travail est des plus pénibles. Dans un bûcher, on met à Skuterud 3 à 5 décistères de bois; la combustion dure un peu moins de trois heures; peu de temps après qu'elle est ter-

minée, sans attendre que la roche soit refroidie, l'ouvrier revient à la galerie, détache avec un levier les parties de la roche qui ont été fendillées; puis il prépare immédiatement un nouveau bûcher et l'allume. Ce travail dure environ trois heures; ensuite l'ouvrier va prendre trois heures de repos pendant que le bûcher brûle, et il recommence ensuite. Les mineurs de la vallée de Snarum doivent avoir une constitution bien robuste pour supporter cet exercice fatigant, de jour et de nuit, pendant une semaine entière. A la fin de la semaine, on mesure l'avancement de la galerie qui est d'un mètre ou un peu plus (c'est habituellement 4 à 5 mètres par mois) (1); le bénéfice est réglé de suite : le mineur est remplacé par un autre, et jouit alors d'une semaine de repos pendant laquelle il s'occupe d'agriculture. A Kongsberg, le travail est organisé d'une manière analogue, mais on n'allume que deux bûchers par vingt-quatre heures; quand il vient d'en allumer un, l'ouvrier jouit de six heures de repos pendant lesquelles la combustion a lieu, et la roche a même le temps de se refroidir un peu.

Économie résultant de l'emploi du feu.

L'emploi du feu dans l'abatage des roches donne lieu à une économie assez considérable, quand il est restreint, comme aujourd'hui, au percement des galeries et à l'exploitation des chambres fermées; mais il ne faut pas l'appliquer à des approfondissements ou à des exploitations à ciel ouvert. Ainsi à Sala, dans les chambres d'exploitation, l'abatage d'un mètre cube de calcaire cristallin, métallifère, coûte environ 5 francs par le feu et 7 francs avec la poudre. Dans le percement

(1) On regarde comme satisfaisant un avancement de 5 mètres par mois dans une roche quartzeuse, dure, sur une sectionde $3^m,40$ à $3^m,80$.

de galeries à travers des roches dures, de quartz-schiste ou de schistes cristallins, l'abatage d'un mètre cube par le feu coûte 22 francs à Kongsberg, et 18f,50 à Skuterud, tandis qu'avec la poudre il coûte 33 francs et 28f,50. (Voir, plus loin, les détails relatifs à ces mines, ainsi que le tableau résumé.) L'avantage en faveur de l'emploi du bois provient surtout de ce que, quand on emploie la poudre, les frais de main-d'œuvre sont plus élevés de 50 p. 100 et quelquefois du double; et c'est à cause de cela qu'il est encore avantageux d'employer le bois, lors même qu'il coûte 1f,85 le stère comme à Skuterud; ce qui, pour du bois de pin, est un prix presque aussi élevé que dans plusieurs parties de la France. D'ailleurs, l'emploi de la poudre est le plus désavantageux lorsqu'il s'agit de roches fissurées, ou bien lorsque l'on veut percer une galerie suivant la direction des couches, tandis que ces circonstances ne sont pas défavorables à l'action de la flamme. Néanmoins, lorsqu'il n'y a pas d'utilité à percer une galerie sur une section supérieure à 2 mètres carrés, l'économie que procure l'emploi du bois tend à disparaître; car les frais qu'entraîne le percement de galeries ayant 3 à 4 mètres carrés de section, comme celles des exploitations scandinaves, subiraient, si l'on en diminuait les dimensions transversales, une réduction bien plus forte dans l'hypothèse du tirage à la poudre que dans le cas où l'on fait usage du bois.

Inconvénients de l'emploi du feu.

Cependant l'économie incontestable que l'on obtient en disloquant les roches par le feu se trouve compensée par certains inconvénients : il est des mines où la pratique de ce procédé serait presque impossible, à cause des difficultés qui en résulteraient pour la ventilation; la production d'une fumée épaisse, d'une grande quantité d'acide carbonique, et le dégagement de la chaleur se-

raient extrêmement gênants, si la circulation de l'air n'était rendue facile par la vaste section des galeries et des puits. D'ailleurs, quand le courant de gaz chauds remonte par des puits où sont des pompes, habituellement en bois, celles-ci se détériorent plus promptement à cause des changements qui en résultent dans la température et dans l'état hygroscopique de l'air.

Système d'éclairage en Scandinavie.

Dans la plupart des mines de la Suède et de la Norwége, l'éclairage a lieu non avec de l'huile, mais avec des brandons ou faisceaux de baguettes de pins, maintenus au moyen d'un anneau de fer ou de cuivre. Ces baguettes sont à section rectangulaire, de 15 à 20 millimètres de largeur sur 12 à 15 d'épaisseur et 1m,20 à 1m,40 de longueur : chaque faisceau a environ 8 centimètres de diamètre, et sa combustion dure 1 heure 1/4 à 1 heure 1/2. La valeur de ces brandons varie un peu, suivant le prix du bois et surtout de la main-d'œuvre qui est nécessaire pour le fendre, et qui *coûte deux* à trois fois plus que la matière première. En général, le prix de ces brandons est d'un peu moins de 1 centime la pièce, et l'éclairage ne coûte guère plus de 8 à 9 centimes pour une journée de travail de 12 heures; c'est seulement le tiers de ce que coûte en France l'éclairage à l'huile.

Malheureusement l'économie provenant de l'emploi de ces brandons est compensée par certains inconvénients : ainsi l'air est vicié beaucoup plus promptement que si l'on se servait de lampes, et il deviendrait très-insalubre, si son renouvellement n'était facilité par les grandes dimensions des puits et des galeries; malgré une cause d'altération aussi puissante que l'emploi du bois pour l'éclairage et pour l'abattage de la roche, l'air m'a paru généralement assez bon. Mais il y a un

autre inconvénient, tenant à ce que la roche se recouvre très-vite de noir de fumée; et, sur les parois des mines, il devient presque impossible de distinguer le minerai du stérile. C'est probablement en partie pour cette raison que l'on ne fait point de triage à l'intérieur et que l'on élève au jour tout ce qui est abattu. Aussi les vides immenses que produit l'exploitation déterminent des éboulements considérables; en un laps, non de quelques années, mais d'un ou deux siècles, on voit se produire à la surface ces vastes effondrements qui ont parfois plusieurs hectares de superficie comme celui de Falun.

Roulage. Le roulage à l'intérieur des mines du nord de l'Europe a lieu soit à la brouette, soit avec des chariots traînés par un cheval, comme dans les mines de cuivre de Rõraas. Il est encore peu de mines où l'on ait établi des chemins de fer, c'est cependant ce qui a lieu à Skuterud, où l'exploitation du gîte cobaltifère a lieu à ciel ouvert et avec assez de régularité.

L'extraction et l'épuisement n'offrent rien de particulier, et ont lieu comme je l'ai dit précédemment en parlant des mines de fer.

Préparation mécanique des minerais. La préparation mécanique des minerais est assez uniforme sur les différentes exploitations de la Scandinavie; parfois elle se borne à un cassage avec des masses et triage à la main, précédés, s'il y a lieu, d'un débourbage. Dans plusieurs établissements on nettoie le minerai en l'agitant avec une pelle ou un rateau, sur une table en tôle, percée de trous circulaires à travers lesquels passe le menu. Mais sur quelques mines cette opération est exécutée d'une façon tout à fait primitive; c'est avec les mains que des enfants ou des femmes frottent le minerai au contact de l'eau.

Certains minerais, dont la plus grande partie de la gangue consiste en pyrite de fer, ne peuvent guère subir

d'autre préparation mécanique que le cassage et le triage à la main. Mais les minerais pauvres et à gangue pierreuse sont bocardés et lavés sur des tables à secousse, qui sont employées presque partout en Scandinavie, de préférence aux tables dormantes. Du reste, dans les détails que tout à l'heure je vais donner sur les principales mines, je ferai connaître le genre de préparation que l'on y applique.

Institutions philanthropiques

Les exploitations de la Suède et de la Norwége ne sont pas dépourvues des philanthropiques institutions qui existent ailleurs en Europe, et qui ont pour but d'assurer au mineur, dont la vie est menacée par tant de périls, les secours qui lui sont nécessaires, lorsqu'il devient la victime d'un accident imprévu, ou bien lorsque la vieillesse l'a rendu incapable de travailler. Sur les mines importantes, il existe ordinairement trois sortes de caisses : 1° une caisse de secours pour les malades et les blessés; 2° une caisse dite des pauvres, qui fournit des secours et des pensions aux ouvriers indigents, infirmes ou invalides; 3° une caisse dite des écoles, qui fait les frais de l'instruction donnée aux enfants des mineurs (1).

Aux mines de Skuterud et de Kongsberg, en Norwége, on pourvoit aux besoins de ces trois caisses, en retenant pour chacune d'elles un skilling sur chaque species payé par la mine, ce qui fait 3 skillings sur 120 ou 2 1/2 p. 100. Lorsque ces caisses sont assez riches, on diminue cette retenue; dans le cas contraire, l'administration de la mine vient au secours des caisses par des mesures spéciales.

---

(1) Les instituteurs primaires en Norwége sont rétribués à peu près de la même manière qu'en France; on leur donne le logement, le chauffage et un traitement qui varie de 6 à 700 francs par an.

Après avoir exposé les caractères généraux de l'exploitation des mines de la Scandinavie, je vais ajouter quelques détails pour faire connaître les principaux établissements, et, en même temps, je présenterai les résultats comparatifs de l'emploi de la poudre et du feu dans l'abatage des roches métallifères.

Mines de cuivre de Falun.

Occupons-nous d'abord des mines de cuivre. Les plus importantes et les plus célèbres sont celles de Falun; mais, depuis un siècle et demi, leur production a considérablement diminué, et elle paraît devoir encore s'amoindrir graduellement par la suite. Cette décadence date des éboulements qui ont disloqué la masse en exploitation pendant la seconde moitié du dix-septième siècle, et qui ont été la conséquence de l'incurie des anciens exploitants. L'amas principal, dit *Storgruva* (la grande mine), dont l'affleurement n'avait pas moins de 240 mètres de longueur sur 160 de largeur, est exploité depuis le douzième siècle par chambres immenses et irrégulières, ayant quelquefois près de 100 mètres de hauteur, sans qu'on ait pris les précautions nécessaires pour le soutènement du terrain. Aussi des écroulements successifs eurent lieu en 1655, 1675, 1686, et enfin en 1687 se produisit le plus terrible éboulement dont aucune mine ait jamais été le théâtre. Les appareils d'épuisement et d'extraction furent détruits, et il y eut une suspension forcée des travaux. L'effondrement à parois escarpées, qui est resté à la surface du sol, a près de 400 mètres de longueur sur 200 de largeur et 60 de profondeur. La production en cuivre noir, qui était jadis de 20.000 quintaux métriques (12.000 skeppund), s'abaissa alors à 12.000 quintaux métriques; puis elle se réduisit à 7.000 quintaux métriques vers la fin du dix-huitième siècle; et maintenant elle n'est plus que de 4.000 à 4.500 quintaux mé-

triques, c'est-à-dire le cinquième de ce qu'elle était au dix-septième siècle.

Vices d'exploitation.

Les ingénieurs de l'État qui dirigent les mines de Falun se sont efforcés, depuis plusieurs années, d'introduire de la régularité dans l'exploitation et de prendre les soins nécessaires pour empêcher de nouveaux éboulements; mais les désastres causés par l'impéritie des anciens sont presque irréparables : une portion notable de la masse cuprifère est à jamais perdue, et les travaux actuels ayant lieu au sein d'une masse disloquée sont entourés de dangers et hérissés de difficultés. Les vices que j'ai signalés comme étant communs à la plupart des exploitations scandinaves se manifestent ici de la manière la plus saillante : au lieu de laisser vides ces immenses excavations dont le simple bon sens devait faire présager l'écroulement futur, il eût fallu non-seulement laisser des piliers, mais établir des remblais; et comme la portion de stérile qu'on aurait pu séparer à l'intérieur eût été insuffisante, il aurait fallu *descendre* des matières du jour pour servir de remblais, comme on le fait sur quelques mines en France dans l'exploitation des couches de houille puissantes. D'ailleurs, il y a des parties où il pouvait être avantageux d'établir des muraillements, comme on le fait en Allemagne et dans certaines parties de l'Espagne.

Abatage de la roche cuprifère.

Aux mines de Falun, pour l'abatage de la roche on emploie concurremment le feu et la poudre, soit dans le percement des galeries, soit dans l'exploitation en chambres : dans le premier cas, on tire d'abord quelques coups de mine, puis on fait usage du bois, que l'on appuie debout contre la paroi que l'on veut abattre. Les résultats de l'action du feu sont variables, suivant la nature et l'état moléculaire des roches. D'après les renseignements qui m'ont été donnés, avec trois stères

de bois on peut abattre un mètre cube de roche quartzeuse cuprifère. D'après M. Leyenflucht, ingénieur à Falun, l'action du feu sur la pyrite massive est un peu moins efficace que sur le quartz ; ainsi la pyrite ne se fendille que sur une épaisseur de 25 à 30 centimètres, tandis que la roche quartzeuse se détache sur 30 à 35 centimètres.

Quand on emploie la poudre dans le percement des galeries, qui ont habituellement $1^m,80$ de hauteur et de largeur, soit $3^{mc},24$ de section, on consomme de $1^k,60$ à $1^k,90$, soit en moyenne $1^k,750$ de poudre par mètre cube de roche massive abattue. Pour l'entretien des outils on emploie 300 à 400 grammes d'acier, soit en moyenne 350 grammes et une quantité de fer trois à quatre fois plus considérable. La main d'œuvre coûte 15 à 18 francs par mètre cube, ce qui représente de onze à treize journées d'ouvrier, à $1^f,40$ chacune. Dans l'abatage en gradins, les consommations de matériaux ne sont guère que la moitié des chiffres ci-dessus, et il en est de même des frais de main-d'œuvre.

Extraction et épuisement.

Les appareils servant à l'extraction et à l'épuisement ont été améliorés dans ces dernières années ; le nombre des puits qui ont été creusés à différentes époques est de 18 à 20 ; mais 6 ou 7 seulement sont maintenus en état d'activité : le puits Frédéric, qui est le plus profond, descend à 348 mètres (195 toises de Suède) au-dessous de la surface, ou environ 230 mètres au-dessous du niveau de la Baltique ; il sert à la fois pour l'épuisement et l'extraction. Sur le puits Drottning ou de la Reine, qui dessert la mine du même nom, l'on voit un tambour conique, sur lequel s'enroule un câble en fil de fer, le long d'une ornière creusée en spirale. On remarque aussi pour le transport des déblais à la surface un plan incliné, soutenu par des poteaux en

bois, à une certaine élévation au-dessus du sol, et garni de 4 rails, le long desquels se meuvent deux tombereaux, l'un montant, qui vient se décharger au sommet du plan incliné, l'autre descendant. Le tambour sur lequel s'enroulent les câbles en fil de fer attachés à ces tombereaux reçoit son mouvement de rotation de l'arbre d'une roue hydraulique.

Les eaux qui donnent le mouvement à cet appareil ainsi qu'aux machines d'extraction et aux pompes d'épuisement, proviennent de trois petits lacs dits *Lilla*, *Stora* et *Södra Wällan*, qui communiquent ensemble et sont situés à l'ouest des mines. Ces eaux éprouvent une chute de 15 mètres pour arriver au lac Runn, sur le bord septentrional duquel est bâtie la ville de Falun; mais, comme les roues à augets sont un peu éloignées des appareils qu'elles doivent faire mouvoir, il y a une assez grande quantité de force absorbée dans la transmission de mouvement, qui a lieu au moyen de lignes de tirants; néanmoins la puissance motrice est plus que suffisante.

Préparation mécanique.

La préparation mécanique à laquelle on soumet le minerai de Falun est fort simple : les gros fragments sont cassés et triés dans un atelier qui emploie une vingtaine de jeunes garçons, payés à raison de 4 centimes par tonneau de minerai trié; ils peuvent en trier chacun 15 à 16 tonneaux, soit 2 mètres cubes et demi par jour. Le menu est déposé à la tête de tables légèrement inclinées, de $1^m,50$ de longueur et $0^m,50$ de largeur, sur lesquelles ruisselle de l'eau qui délaye la boue; au pied se trouve un crible ou table en tôle, carrée, de 0,50 de côté, percée de trous circulaires de 4 millimètres de diamètre. Les parties fines qui traversent ces trous sont ensuite lavées sur des tables à secousse. Il y a 28 tables de débourbage avec cribles,

telles que je viens de les décrire. Elles emploient chacune deux femmes occupées à remuer le minerai. Quatre tables à secousse suffisent pour le lavage des sables qui ont passé au crible, et ces tables sont souvent inactives. Il y a encore sur les mines de Falun un vieux bocard à neuf pilons ; mais depuis longtemps on ne s'en sert plus. La préparation manuelle suffit pour amener le minerai à une teneur de 3 à 4 pour 100 de cuivre ; d'ailleurs, pour une grande partie du minerai, l'abondance de la pyrite de fer rend difficile tout autre mode de préparation mécanique.

En résumé, les mines de Falun emploient de 340 à 350 ouvriers, dont 220 à l'intérieur et 125 à l'extérieur ; savoir 40 hommes pour le service de l'épuisement, de l'extraction, des transports à la surface et travaux divers ; 20 jeunes garçons pour le cassage et le triage, et 60 et quelques femmes pour le débourbage et le lavage du minerai.

Produits et dépenses.

La production annuelle est de 50 à 60 mille tonnes de minerai trié, d'une capacité de 170 litres, pesant chacune environ 280 kilogrammes, de façon que le poids total du minerai est d'environ 150.000 quintaux métriques. La matière abattue et élevée au jour est habituellement de 115 à 120.000 tonnes, qui représentent environ 20.000 mètres cubes de fragments, ou 7 à 8.000 mètres cubes de roche massive ; le stérile forme à peu près la moitié de ce qui est abattu. On consomme annuellement 12 à 1300 stères de bois, 80 quintaux métriques de poudre, et 17 à 18 quintaux métriques d'acier. Comme le fer est acheté à des marchands de la ville, on n'en connaît pas au juste la consommation ; elle paraît être quatre à cinq fois plus considérable que celle de l'acier. Si l'on suppose que les 1200 stères de bois ont servi à abattre 4 à 500 mètres cubes

de roche, on trouve que l'abatage des 7.000 mètres cubes restants emploie en moyenne 1143 grammes de poudre, 250 grammes d'acier et 1140 grammes de fer par mètre cube, partie en galerie, partie en chambres.

L'ensemble des dépenses annuelles relatives à l'exploitation et à la préparation mécanique s'élève à environ 150.000 francs et la vente du minerai produit 230.000 francs, de façon que le bénéfice net est de 80.000 francs et le prix moyen de la vente du minerai à l'enchère est de 25 à 26 francs le mètre cube pesant 1700 kilogrammes, ou environ 1f,50 le quintal métrique (1).

Mines de cuivre du Jemtland.

Les mines de cuivre de la province du Jemtland sont situées sur le versant septentrional du massif montagneux d'Areskutan, au sud du grand lac Kalln : il y a deux exploitations souterraines, Bielke et Gustafsberg, et plusieurs petites carrières, où on exploite du cuivre pyriteux à ciel ouvert. On ne travaille à ces carrières qu'en été; en hiver elles sont encombrées par la neige, et les ouvriers se retirent alors dans les excavations souterraines où ils sont abrités des intempéries de l'atmosphère.

Ces exploitations se trouvant sur le penchant des montagnes, ne sont pas gênées par l'eau : elles offrent de vastes chambres, où l'on n'emploie à l'abatage que la poudre, et non le feu. La roche métallifère dérive du gneiss; mais elle passe ici à un schiste quartzo-micacé, dans lequel est disséminée la pyrite cuivreuse. Le volume de roche massive que l'on abat annuellement est d'environ 2.700 mètres cubes, et l'on con-

(1) La valeur effective du minerai est deux à trois fois supérieure au prix de vente, mais il ne peut être acheté que par les possesseurs de fonderies, qui ont en même temps une part dans la propriété des mines.

somme 30 quintaux métriques de poudre, 27 quintaux métriques de fer et 5 quintaux métriques d'acier, ce qui, pour un mètre cube, donne 1110 grammes de poudre, 1000 grammes de fer, et 180 grammes d'acier. La moyenne des frais de main-d'œuvre est de $7^f,50$ (6 journées à $1^f,25$), et le total des frais s'élève à 12 francs par mètre cube de roche massive abattue. En général, c'est de 10 à 12 francs que revient l'abatage du mètre cube dans l'exploitation en gradins; mais dans le percement des galeries les frais d'abatage sont deux fois plus considérables par mètre cube, tandis que dans l'exploitation des carrières à ciel ouvert ils sont plus faibles des deux cinquièmes.

La production en minerai de cuivre trié est de 30.000 quintaux métriques représentant environ 750 mètres cubes de minerai massif, de façon que le stérile forme près des trois quarts de la roche extraite. La mine de Bielke est aujourd'hui la plus importante et fournit cinq à six fois plus de minerai que celle de Gustafsberg; cependant elle est beaucoup moins riche et la pyrite de cuivre y est plus disséminée : ainsi le minerai qu'on en retire ne contient que 2 à 3 p. 100 de cuivre, tandis qu'à Gustafsberg il en renferme de 3 à 4 1/2 p. 100.

La préparation mécanique, à laquelle est occupée une trentaine d'ouvriers, se réduit à un cassage et triage, de même qu'à Falun. Cependant une portion assez considérable du minerai n'est pas à gangue pyriteuse, mais se trouve mélangée de quartz et de silicates pierreux, de façon qu'on pourrait fort bien l'enrichir par un lavage précédé de bocardage ou de broyage entre cylindres. Il est surprenant qu'on néglige cette amélioration, qui serait pourtant avantageuse et facile à exécuter, vu qu'on ne manque pas d'eau motrice;

cela permettrait de traiter des minerais très-pauvres, qu'on néglige actuellement. Le nombre total des ouvriers employés à ces mines est de 170 à 180, dont les deux tiers travaillent à l'intérieur.

Mines de cuivre des environs de Röraas.

Un mémoire publié par M. Duchanoy, ingénieur des mines, dans les *Annales des mines* (5ᵉ série, t. V, p. 181) a fait connaître l'exploitation des mines de cuivre de Röraas, dont j'avais déjà donné antérieurement la description géologique (4ᵉ série, t. XV, p. 280). Je vais me borner ici à ajouter quelques détails sur les frais auxquels donne lieu l'abatage de la roche cuprifère. Les mines de Röraas sont situées sur des montagnes qui dépassent la limite de la végétation arborescente. Le transport du bois à cette hauteur serait fort dispendieux, et d'ailleurs il est trop rare pour qu'on puisse le faire servir à l'abatage des roches. On emploie donc exclusivement la poudre. Les deux gîtes de Storwartz et de Mug offrent, comme je l'ai montré dans mon précédent mémoire, une assez grande analogie de composition : la roche cuprifère est un schiste chloriteux et souvent grenatifère, mélangé de quartz en couches faiblement inclinées. Ici l'exploitation ne se fait pas, comme dans la plupart des mines de la Scandinavie, par de vastes chambres : on perce, suivant l'inclinaison des couches, des galeries ayant 3 à 4 mètres de largeur et une hauteur analogue, qui correspond du reste à l'épaisseur du banc métallifère. On perce d'autres galeries suivant la direction de ce banc, de manière à le découper en massifs ou larges piliers, que l'on exploite ensuite en remontant, d'une manière plus ou moins complète, suivant l'abondance du minerai qui s'y trouve.

On abat annuellement dans les mines de Storwartz et de Mug environ 4000 mètres cubes de roche cupri-

fère, et pour cela on brûle 5.900 kilogrammes de poudre, ce qui donne pour un mètre cube 1.475 grammes. L'entretien des outils exige 70 grammes d'acier et 760 grammes de fer par mètre cube; la dépense de main d'œuvre est de 9 francs, et le total des frais d'abatage s'élève en moyenne à 13f,60 par mètre cube. C'est là le prix pour l'ensemble de l'exploitation; mais nous avons vu qu'elle se compose de deux genres de travaux différents : d'abord le percement des galeries de pente et de direction, par lesquelles on découpe le banc métallifère, et ensuite l'exploitation des piliers, en remontant. Dans le premier travail les frais sont en général de 17 à 18 francs par mètre cube, tandis qu'ils se réduisent à 9 ou 10 francs dans le dépilage. Après la préparation mécanique, consistant en cassage, triage, broyage entre cylindres, ou bocardage et lavage, le prix de revient du quintal métrique de minerai bon à fondre varie, en général, de 1f,50 à 3 francs pour le minerai de Mug, et de 2f,50 à 3f,50 pour celui de Storwartz.

La compagnie de Röraas possède deux autres mines, Kongens et Foldal, qui diffèrent par leur composition de Storwartz et de Mug; la gangue du minerai de cuivre, au lieu de consister en quartz et chlorite, se compose de pyrite de fer massive, constituant un banc enclavé au milieu du schiste chloriteux. Dans l'exploitation des mines de Foldal et Kongens, l'abatage d'un mètre cube de cette pyrite massive, où le sulfure cuivreux est indiscernable, donne lieu à une consommation d'environ 1.100 grammes de poudre et coûte de 11 à 13 francs, soit 12 francs en moyenne, dont 7f,50 pour main-d'œuvre et 4f,50 pour achat de poudre, éclairage et réparation d'outils.

Mines de cuivre de Kaafiord.

Je ne donnerai point ici une description des mines de cuivre de Kaafiord, dans le golfe d'Alten, sur lesquelles M. Laroquette, ancien consul de France à Christiania, a publié une notice dans les *Annales des mines* (3e série, t. XVI, p. 643), et dont j'ai fait connaître les caractères géologiques dans mon mémoire déjà cité, p. 272; je me bornerai à quelques détails concernant principalement l'abatage de la masse cuprifère des filons; ces gîtes sont, en général, encaissés dans de l'amphibolite schisteuse, et la gangue de la pyrite cuivreuse est formée de quartz, de spath-calcaire et de fragments de la roche encaissante. L'abatage d'un mètre cube donne lieu à une consommation moyenne de 1.072 gr. de poudre, 715 grammes de fer et 60 grammes d'acier : la dépense de main-d'œuvre est d'environ 9 francs (3 jours 2/3 d'ouvrier à 2f,50 par jour), et le total des frais s'élève à 13f,30 par mètre cube. Dans la roche abattue, il y a environ les deux tiers de stérile.

Sur ces mines, qui sont entre les mains d'une compagnie anglaise, les appareils de préparation mécanique sont disposés avec méthode, de façon que le minerai sortant des galeries est jeté dans des couloirs en bois, et descend à des niveaux de plus en plus bas, en éprouvant une série d'élaborations, jusqu'à ce qu'il parvienne à la fonderie qui occupe le bas de la vallée. Par le cassage et le triage à la main, on sépare d'abord le minerai bon à fondre, qui est simplement écrasé entre des cylindres broyeurs, avant d'être porté au fourneau; il y a ensuite le minerai de moyenne teneur, qui est aussi écrasé par les cylindres, et puis enrichi dans des cribles à eau; enfin il y a le minerai pauvre, qui est bocardé et ensuite lavé dans une série de caisses disposées en cascades.

Le criblage à la cuve s'effectue au moyen d'appareils à piston, qui sont aujourd'hui usités dans beaucoup d'é-

tablissements, mais qui étaient d'invention récente lorsqu'on les a établis à Kaafiord : ce sont des caisses carrées en bois, de 1^{m},75 de côté, dont la partie centrale est occupée par un cylindre vertical de 1 mètre de diamètre, où oscille un piston, qui reçoit de l'arbre d'une roue hydraulique un mouvement de va-et-vient. Aux quatre angles de la caisse sont ajustés quatre tonneaux percés, où l'on place les cribles contenant le minerai et qui sont fixes. C'est l'eau qui, refoulée par le piston, s'élève rapidement jusqu'à une certaine hauteur, et qui, retombant ensuite, abandonne le minerai et laisse les grains se déposer, suivant l'ordre de leurs densités. Après avoir subi ces préparations, le minerai rend en moyenne 7 à 8 p. 100 de cuivre.

Mines de cobalt de Skuterud.

Les mines de cobalt de Skuterud sont les plus importantes de la Scandinavie : les gîtes que l'on y exploite ont été découverts en 1772 par un mineur norwégien, qui avait été exilé de Kongsberg, à cause de ses mauvaises mœurs; en parcourant le pays, pour vendre des boutons en laiton, qu'il fabriquait lui-même, il trouva un fragment de minerai, dans lequel fut constatée la présence du cobalt gris. Ce fut en 1776 que le gouvernement danois commença les travaux, et fit construire la fabrique de bleu de cobalt de Fossum; l'exploitation, qui eut lieu d'abord pour le compte du roi de Danemarck, fournit constamment des bénéfices, mais en général peu considérables. Cependant, par suite de la crise financière qu'avaient provoquée les guerres du commencement de ce siècle, les mines furent hypothéquées pour une somme de 375.000 francs; et en 1819 elles furent achetées par un capitaliste de Berlin, nommé Bennecke, qui, de concert avec quelques associés, organisa l'exploitation sur une plus grande échelle et développa la fabrication des produits cobaltifères à

l'usine de Fossum. A cette époque, la production annuelle s'élevait déjà de 5 à 600 quintaux métriques de bleu de cobalt, et rapportait de 80 à 90.000 francs de bénéfice. Depuis lors, cette entreprise, qui est l'une des plus importantes de la Norwége, a joui d'une grande prospérité sous la direction d'habiles ingénieurs comme MM. Böbert et Lammers; elle a toujours produit des bénéfices plus ou moins considérables, qui, certaines années, se sont élevés à plus de 200.000 francs.

Mode d'exploitation.

Les gîtes constituent une fahlbande ou assise imprégnée de sulfarséniures cobaltifères, et disposée à peu près verticalement; l'exploitation a lieu très-simplement, par des carrières à ciel ouvert, en forme de tranchées, n'ayant qu'un petit nombre de mètres de largeur et une vingtaine de mètres de profondeur; la roche cobaltifère, qui consiste en un quartz-schiste micacé, est abattue à la poudre; on n'a recours au feu que pour le percement des galeries. D'après l'ensemble de l'exploitation qui comporte une extraction de 6.000 mètres cubes de roche à Skuterud, et environ moitié autant aux mines de Snarum, l'abatage d'un mètre cube massif coûte de 13 francs à 13^{f},50, et donne lieu à une consommation moyenne de 1^{k},500 de poudre, 2^{k},333 de fer et 380 gr. d'acier; les frais de main-d'œuvre sont d'environ 8^{f},50, représentant 5 journées 2/3 d'ouvrier à 1^{f},50.

Frais de percement des galeries.

Les galeries que l'on perce pour le roulage et l'écoulement des eaux ont, en moyenne, 4 mètres carrés de section (savoir 2^{m},20 de hauteur sur 1^{m},80 de largeur). Or, pour abattre un mètre cube de roche, on consomme habituellement 4 stères 1/2 de bois coûtant 8^{f},32 (à 1^{f},85 le stère), et l'on paye 9 francs pour la main-d'œuvre : tous frais compris, le mètre cube revient à 18 francs; or, d'après un essai fait en employant la poudre dans le percement d'une galerie, la main-d'œuvre

seule coûtait par mètre cube 21 francs, auxquels il faut ajouter 7f,50 pour frais de matériaux et d'entretien d'outils, ce qui donnait 28f,50, ou 10f,50 de plus que quand on emploie le bois.

Galeries de roulage et d'écoulement.

Jusqu'à ce jour, l'asséchement des mines de Skuterud n'a pas présenté de difficultés; car les couches cobaltifères affleurent au bord d'un plateau, sur le flanc occidental de la vallée de Snarum, et les travaux sont encore loin d'être parvenus au niveau de la rivière. Les excavations les plus profondes ne sont qu'à une soixantaine de mètres au-dessous de la surface, et la plupart des carrières n'ont encore que 20 à 30 mètres de profondeur. La galerie d'écoulement supérieure atteint les couches cobaltifères des mines du centre, qui sont les plus importantes, à la profondeur de 28 mètres; mais, vu la rapidité avec laquelle marche l'exploitation, cette galerie serait bientôt insuffisante; aussi on en a ouvert une seconde, située 21 mètres plus bas, et devant avoir 210 mètres d'étendue. D'ailleurs, comme il n'y a point ici de moteur hydraulique, on a pensé que, dans un avenir peu éloigné, cette galerie ne pourrait plus suffire elle-même; et l'on a commencé à en percer une troisième, dite *galerie Bennecke*, qui doit se trouver à 26 mètres au-dessous de la précédente, ou 75 mètres au-dessous du jour. Au lieu d'être dirigée transversalement aux couches, comme les deux précédentes, elle est creusée dans le sens même de l'assise cobaltifère; elle a été poussée vers le nord à partir de son orifice, et elle a atteint les mines du sud; mais elle doit avoir plus de 800 mètres, pour parvenir aux mines du centre : d'ailleurs, on en a suspendu l'exécution, à cause de l'incertitude où l'on est sur la prolongation du minerai, en quantité exploitable, jusqu'à la profondeur où se trouve cette galerie.

Roulage. L'exploitation des mines de Skuterud est dirigée avec assez de régularité pour que l'on ait pu installer sur le sol un chemin de fer servant au transport du minerai et de la roche, qui sont amenés au jour le long des galeries d'écoulement. Les wagons ont une capacité de 5 hectolitres et sont poussés par des rouleurs qui doivent parcourir soixante fois en douze heures la distance de 245 mètres, et qui doivent, en outre, aider au chargement; leur salaire est de 1f,50 par jour.

Cassage et triage. Toute la roche abattue est extraite de la mine et amenée à l'un des deux ateliers de cassage, auxquels aboutissent la galerie des mines du centre et la galerie Bennecke, qui communique avec les mines du sud. Ces ateliers sont bien organisés; le premier est rectangulaire, a 20 mètres de long sur 8 à 9 de large et emploie soixante ouvriers. Le cassage s'effectue sur des tables larges de 1m,30. Derrière le banc où sont assis les jeunes garçons, est ménagé un espace rectangulaire, de 0m,60 de largeur, où on met le minerai trié, *qui doit être* transporté au bocard; quant à la roche stérile, qui forme environ les trois quarts de l'ensemble, elle est jetée en avant des tables. L'autre atelier, qui se trouve près de l'orifice de la galerie Bennecke, est disposé de même, mais il a une forme octogone.

Le minerai est divisé en trois sortes : 1° le minerai riche (*ricke-malm*), qui renferme une proportion plus ou moins forte de cobalt gris, et qui est peu mélangé de pyrites; 2° le minerai ordinaire (*ordinaire-malm*), qui est d'une teneur moyenne et peu pyriteux; 3° le minerai cuivreux (*kobberhaldig-malm*), qui est pauvre en cobalt, et plus ou moins mêlé de pyrites de fer et de cuivre.

La production annuelle de ces ateliers est d'environ 5.000 mètres cubes de minerai trié, pesant en moyenne

1.450 kilogrammes; les trois sortes se trouvent dans les proportions suivantes : 1° minerai riche, environ 1/2 p. 100; il pèse 250 à 300 kilogrammes de plus par mètre cube que les deux autres; 2° minerai ordinaire, 12 p. 100; et le reste, ou 87,5 p. 100, consiste en minerai cuivreux, qui forme ainsi la plus grande partie de la masse.

Bocardage et lavage.

Il y a trois bocards : l'un à 54 pilons, l'autre à 33 et le troisième à 9; les deux derniers ne marchent que de temps en temps, et le premier suffirait presque. Il est établi sur la grande rivière de Sigdal, près de l'usine à bleu de cobalt de Fossum; et, avec la laverie qui lui est annexée, il emploie une centaine d'ouvriers. Chaque pilon écrase 3 1/2 à 4 hectolitres de minerai par vingt-quatre heures. Le sable que l'eau entraîne hors des auges est lavé concurremment sur des tables à secousse et des tables dormantes; mais les premières sont préférées, comme donnant un travail aussi satisfaisant et notablement moins dispendieux. Ainsi on estime que le lavage de 100 mètres cubes de minerai, ou 1.500 quintaux métriques de sable, coûte sur les tables à secousse 140 francs, et sur les tables dormantes 175 francs.

Avec trois tables à secousse, occupant chacune un ouvrier, on lave en une semaine (nuit et jour) 45 mètres cubes de minerai; or le même travail exige cinq tables dormantes : sur les deux premières travaillent un homme et un enfant; les produits qu'on en retire sont lavés sur les trois autres, dont chacune emploie un ouvrier. On n'emploie pas de femmes dans ces laveries, mais de jeunes garçons qui ont de douze à vingt-deux ans, et reçoivent, suivant leur âge, un salaire variant de 0f,40 à 1f,30.

Environ 7.000 mètres cubes ou 100.000 quintaux métriques de minerai trié sortent des casseries, et pro-

duisent 1.800 quintaux métriques de schlichs ou 18 millièmes; le rendement en schlichs obtenus sur les tables est de 110 millièmes pour le minerai riche, 20 millièmes pour l'ordinaire, 17 millièmes pour le minerai cuivreux et 8 millièmes pour le menu.

Dépenses de l'exploitation et de la préparation mécanique.

Les dépenses auxquelles a donné lieu en 1844 l'exploitation et la préparation mécanique des minerais de cobalt de Skuterud se sont élevées à environ 300.000 fr., dont 260.000 francs en main-d'œuvre et 40.000 francs en achat de matériaux, savoir, en nombres ronds :

7.000 stères de bois pour l'abatage de la roche en galerie, et pour le chauffage des ateliers, à 1f,85. . .	12.950
78 quintaux métriques de poudre à 1f,70 le kil.	13.200
140 quintaux métriques de fer pour fleurets et masses à 50 francs.	7.000
23 quintaux métriques d'acier, à 88 francs.	2.024
Matériaux divers.	5.000
Total.	40.174

Le quintal métrique de schlichs est revenu à environ 167 francs; la valeur effective en est assez difficile à apprécier; elle paraît surpasser 220 francs.

Le personnel des mines de Skuterud se composait, lorsque je les ai visitées en 1845, de 650 individus, savoir : 1 ingénieur en chef directeur (M. Lammers), 2 ingénieurs sous-directeurs, 3 maîtres mineurs, 17 sous-maîtres mineurs, 125 mineurs, 360 ouvriers attachés à la préparation mécanique, 108 ouvriers employés à des travaux divers et 34 ouvriers en congé ou malades.

Mines de cobalt de Snarum.

La prospérité des mines de Skuterud détermina, il y a une quinzaine d'années, une société rivale à entreprendre l'exploitation de gîtes cobaltifères situés à 6 ou 7 kilomètres au nord de Skuterud, non loin du bourg de Snarum, sur le flanc occidental de la même vallée.

Un procès fut alors intenté par la compagnie Bennecke prétendant que les gîtes de Snarum dépendaient de la bande cobaltifère de Skuterud, pour l'exploitation de laquelle un privilége exclusif avait été octroyé par ordonnance royale. M. Böbert, ingénieur allemand fort distingué, et directeur des mines de Kongsberg, rédigea un mémoire pour montrer que les couches cobaltifères de la vallée de Snarum constituent une sorte de fahlbande analogue à ces assises pyritifères qui exercent une action enrichissante sur les veines d'argent natif et sulfuré de Kongsberg (voir mon précédent mémoire). Il est incontestable, en effet, que les gîtes de Skuterud et de Snarum appartiennent à une même zone métallifère ou à un même système de couches, et on voit même quelques affleurements cobaltifères dans l'intervalle qui sépare les deux groupes de mines; mais on ne peut pas dire que les minerais existent d'une matière continue dans cet intervalle, et tout porte à croire que les couches exploitées à Snarum sont distinctes de celles de Skuterud, bien que situées sur la prolongation du même système. Au reste, un arrangement fut conclu entre les deux sociétés, et celle de Snarum a pu donner à son exploitation un développement important. Toutefois, le minerai y est moins riche et moins pur qu'à Skuterud; il est plus mélangé de pyrites, et une portion assez considérable, au lieu de consister en cobalt gris ou sulfarsénié, se compose de mispickel ou sulfoarséniure de fer cobaltifère, qui renferme des proportions de cobalt variant de 1 à 10 p. 100.

L'exploitation a lieu de la même manière et dans des conditions économiques à peu près les mêmes qu'à Skuterud; seulement les travaux, qui sont des carrières à ciel ouvert, n'ont encore atteint qu'une petite profondeur.

La préparation mécanique consiste également en cassage, triage, bocardage et lavage sur tables : dans le triage à la main, on sépare près des 4/5 de la masse comme nulle valeur ; la roche stérile est ici plus abondante qu'à Skuterud (1). Il y a 4 bocards, comprenant en tout 51 pilons. On emploie ici des tables dormantes : il y a 22 tables longues servant pour le lavage des schlamms, et dites *schlammbanke;* elles ont 5 mètres de long et 1 mètre de large. Chaque table occupe un laveur.

Les mines de Snarum produisent annuellement 7 à 800 quintaux métriques de schlichs cobaltifères, qui sont fondus dans une petite usine construite proche du bourg du même nom ; les verres de cobalt que l'on obtient sont moins beaux et moins purs que ceux fournis par les minerais de Skuterud ; ils sont souillés par une plus grande quantité de fer et de cuivre.

L'établissement de Snarum emploie environ 300 ouvriers, dont 80 mineurs, 125 enfants pour le cassage et triage, 60 et quelques pour le bocardage et lavage ; il y a dix ouvriers attachés à la fonderie et une vingtaine occupés à des travaux divers.

Mines de cobalt et de cuivre de Tunaberg.

L'exploitation des mines de Tunaberg se trouve depuis plusieurs années dans une situation languissante,

(1) La quantité de pyrite cuivreuse qui accompagne les sulfoarséniures cobaltifères aux mines de Skuterud, et surtout à celles de Snarum, est assez grande pour valoir la peine d'être utilisée. Dans les casseries, il serait facile de mettre de côté les fragments pyriteux, qu'on enrichirait ensuite par bocardage et lavage. D'ailleurs, une certaine quantité de schlichs cuivreux pourrait être recueillie sur les tables de lavage ; et je présume qu'en les fondant on pourrait obtenir chaque année une quantité de cuivre qui ne serait pas insignifiante. C'est du reste ce que l'on pratique à Tunaberg, comme nous allons le voir tout à l'heure.

mais je pense que, sous une direction intelligente et active, elle pourrait reprendre de l'importance et donner lieu à des bénéfices comparables à ceux que produisent les mines de Skuterud : la roche métallifère contient, comme sur toutes les mines de cobalt de la Scandinavie, un mélange de cobalt gris et de pyrite cuivreuse; ici c'est un calcaire cristallin, beaucoup moins dur que les schistes quartzomicacés et cobaltifères de la vallée de Snarum. De plus, le minerai est beaucoup plus pur; c'est du cobalt gris, bien cristallisé et peu mélangé de mispickel; une partie assez notable est même obtenue à l'état de cristaux. La mine la plus ancienne, celle de Bescheska, est souterraine (voir les plans annexés à mon précédent mémoire); mais on a ouvert plus récemment, sur un autre groupe de gîtes, celui d'Adolphe, plusieurs carrières à ciel ouvert.

L'abatage a lieu à la poudre : les mineurs reçoivent $0^f,30$ pour chaque trou de mine qu'ils forent, et dont la profondeur est de $0^m,45$ à $0^m,50$: deux mineurs travaillant ensemble forent environ $2^m,55$ en 12 heures; dans chaque trou ils chargent 100 grammes de poudre, occupant le tiers environ de la longueur.

L'épuisement se fait, en partie, avec des pompes inclinées, auxquelles le mouvement est imprimé par une roue à augets, à l'aide de tirants assez mal établis : comme c'est insuffisant, on se sert aussi de tonnes que l'on remplit, et on les charge sur un chariot qui roule sur le plan incliné formant le mur de la couche cobaltifère. Il serait bien préférable de foncer un puits vertical qui atteindrait le gîte dans la région où se trouve l'exploitation actuelle; l'extraction et l'épuisement deviendraient ainsi beaucoup plus faciles.

Préparation mécanique.

La préparation mécanique est analogue à celle que je

viens de décrire en parlant des mines de la vallée de Snarum; mais elle laisse beaucoup à désirer. Ainsi est-il un procédé de débourbage plus barbare que celui employé à Tunaberg, et que j'ai vu aussi en usage à Kongsberg : ce sont des femmes qui nettoient dans une mare les fragments de roche ou de minerai imprégnés de boue, en les frottant avec leurs mains.

Il y a, à Tunaberg, deux ateliers de bocardage et de lavage, l'un près des mines, l'autre à Näfvequan, près de l'usine où l'on fond le minerai de cuivre; avec le bocard, il y a dix tables à secousse dans le premier de ces ateliers et 12 dans le second. Le bocard de Näfvequan est bien établi : il est mis en mouvement par une roue à augets de 8 mètres de diamètre, et comprend 4 batteries de 4 pilons chacune (1). Les cames, fixées à un arbre de 1 mètre de diamètre, sont en fer; il y en a 7 vis-à-vis chaque flèche; elles pénètrent dans une ouverture rectangulaire située à $1^m,15$ de hauteur, au milieu de la flèche des pilons, qu'elles *élèvent d'environ* 22 centimètres; le mouvement est très-rapide; chaque pilon donne 55 coups par minute. L'auge où l'on met le minerai a ses parois formées d'une toile métallique, dont les fils ont environ 4 millimètres d'écartement. La gangue n'étant pas dure et se séparant facilement du minerai, sans qu'il faille le réduire en

(1) Les flèches de ces pilons sont en bois comme partout; elles ont 4 mètres de hauteur, et leur section, qui est carrée, a 13 centimètres de côté. Le sabot, en fonte blanche, a aussi une section carrée de 12 centimètres de côté; sa hauteur est de 20 centimètres, il est engagé dans la flèche, au moyen d'une queue de 22 centimètres de longueur et de 5 centimètres d'épaisseur; cette queue est maintenue au moyen de trois cercles en fer. Le poids de ces pilons n'est pas fort considérable, attendu que la matière à bocarder s'écrase assez facilement.

poussière, c'est avec raison que l'on a pris soin de faciliter la sortie des sables; on y trouve d'autant plus d'avantage que le minerai de cobalt en cristaux se vend beaucoup plus cher que celui à l'état pulvérulent.

Les tables à secousse ont 2^{m}.50 de longueur et 0^{m},65 de largeur; leur mouvement m'a paru trop rapide ; elles reçoivent plus de quarante secousses à la minute, de façon qu'elles sont repoussées avant d'avoir eu le temps de rebondir; leur déplacement est de 12 à 13 centimètres. Leur inclinaison est très-faible, d'abord d'un centimètre pour mètre; puis, à mesure que le travail avance, on la diminue progressivement : le minerai passe sur six tables successives pour atteindre au degré de pureté convenable. Un ouvrier et un enfant suffisent pour le travail de trois tables. Les schlichs cuivreux, dont la densité est au-dessous de 5,0, se séparent aisément du cobalt gris, qui est en grains cristallins assez purs, et dont la pesanteur spécifique est beaucoup plus grande (6,30); aussi ce dernier forme une couche distincte à la tête des tables.

Production annuelle.

Les mines de Tunaberg emploient environ 110 ouvriers, dont 40 mineurs, et 70 occupés à la préparation mécanique. Elles ne produisent annuellement que 10 à 12 quintaux métriques de schlichs de cobalt gris, dont une partie forme les cristaux qui sont bien connus des minéralogistes, et qui, d'après les renseignements qu'on m'a donnés sur les lieux, se vendent 35 à 36 fr. le kilogramme. Les autres schlichs sont formés de grains cristallins plus ténus ou de petits fragments de cristaux; ils se vendent seulement 14 à 15 francs le kilogramme; c'est encore une valeur six à sept fois plus grande que celle des schlichs de Skuterud.

On obtient, en outre, à Tunaberg, 2.500 quintaux métriques de schlichs cuivreux à l'état de pyrite, dont

la teneur est de 8 à 9 pour 100; ils rendent à la fonte 200 quintaux métriques de cuivre.

Mines de plomb et argent de Sala.

Les mines de plomb et argent de Sala peuvent être citées parmi les plus anciennes de la Scandinavie : elles étaient en pleine activité dès le XIIIe siècle, sous le roi Magnus Ladulås; et, bien longtemps avant qu'elles fussent l'objet d'une exploitation régulière, il existait de petits travaux de mines, disséminés çà et là aux alentours de la ville de Sala, et qui, d'après la tradition, remonteraient jusqu'à 5 ou 600 ans avant J.-C. Les minerais étaient fondus dans des fourneaux volants, qu'on établissait au sein des forêts, et dont on trouve encore des débris ainsi que de nombreux fragments d'anciennes scories. La masse calcaire dans laquelle se trouvent les mines actuelles a une grande étendue, et l'on y remarque, en beaucoup de points, des affleurements de minerai de plomb et d'argent, qui ont jadis été l'objet de fouilles ou d'exploitations. Mais, depuis le XIIIe siècle, tous les travaux ont été concentrés sur les gîtes que l'on exploite encore aujourd'hui; ce sont les plus importants de tout le pays, et, jusqu'à ce qu'ils soient épuisés, on ne tentera pas de sérieuses recherches sur les affleurements que l'on connaît aux environs.

Les mines appartiennent à la petite ville de Sala, et les bénéfices qu'elle en retire forment le principal de ses revenus : l'exploitation est dirigée par deux habiles ingénieurs de l'état, M. Sewen, pour les mines, et M. Oengrenn pour l'usine; ils sont subordonnés à M. le berghauptman Forsell.

Anciens effondrements.

Les travaux ont jadis été conduits sans méthode; et, ici comme à Falun, il s'est produit des éboulements considérables, qui ont laissé comme témoins de vastes effondrements à la surface du sol. Le principal, appelé

Her Hans Boin, se trouve près du puits Torge et s'étend sur environ 120 mètres de longueur, 50 de largeur et 30 de profondeur; c'est là qu'au commencement du XVI[e] siècle se trouvait le plus riche massif de minerai. Deux autres effondrements moins étendus, dits *Sand* et *Kungs-Rymning*, se sont produits, il y a un siècle et demi, dans le voisinage du puits Drottning. Ces gigantesques éboulements ont ici, de même qu'à Falun, causé de graves préjudices à l'avenir de l'exploitation; car, depuis cette époque, la production a considérablement diminué, et l'on a fait de vaines tentatives pour retrouver les massifs d'une si grande richesse, sur lesquels étaient établis les principaux ateliers, il y a deux à trois siècles.

Néanmoins, le minerai n'étant point rassemblé, comme celui de Falun, dans un amas de forme conique, mais tendant, au contraire, à affecter une disposition linéaire, les dislocations n'ont pu atteindre une portion aussi considérable de la masse du gîte, et par suite l'exploitation de Sala présente beaucoup moins de difficultés et de dangers que celle de Falun. Elle a lieu, comme presque partout en Scandinavie, par de vastes chambres, qui se soutiennent sans boisage, dans les portions où la masse n'a pas été disloquée antérieurement. Contrairement à ce qui a lieu dans les autres mines, on emploie habituellement la poudre dans le percement des galeries, tandis que l'on fait usage du feu dans l'abatage en chambres de la roche métallifère, qui est un calcaire cristallin, entremêlé de silicates, amphibole, pyroxène, chlorite. Les galeries ont, en général, 3 mètres carrés de section; on paye 40 francs par mètre d'avancement, ce qui fait 13[f],33 par mètre cube; il y a environ 8[f],50 pour la main-d'œuvre (8 jours 1/2 de travail à 1 franc). Les

Exploitation.

matériaux consommés sont 1.400 grammes de poudre, 900 grammes de fer et 275 grammes d'acier.

Dans l'exploitation en gradins, à la poudre, l'abatage d'un mètre cube est près de deux fois moins dispendieux que dans le percement d'une galerie, tant pour la main-d'œuvre que pour la consommation de matériaux. Néanmoins, on préfère employer le feu, qui est encore plus économique, excepté quand il s'agit d'approfondissements. Dans une chambre où l'exploitation se fait par voie d'agrandissement dans le sens de la largeur et de la hauteur, l'abatage d'un mètre cube par le feu ne coûte que 5 francs; on brûle seulement un stère et demi de bois coûtant 1f,83, et les frais de main-d'œuvre s'élèvent à 3f,17, y compris l'éclairage.

Épuisement. Bien que les travaux des mines de Sala aient une grande étendue, et soient parvenus à une profondeur d'environ 300 mètres au-dessous de la surface, ou 240 mètres au-dessous du niveau de la mer, ils ne donnent pas lieu à une grande affluence d'eau; la quantité à épuiser est de 2 1/2 à 3 hectolitres par minute en été : elle est beaucoup moindre en hiver; mais alors la force motrice est considérablement réduite, et peut même être annulée temporairement par la congélation. L'épuisement se fait au moyen de deux équipages de pompes en bois, auxquels le mouvement est communiqué, à l'aide de tirants, par deux roues à augets de 12 mètres de diamètre chacune.

Extraction. Sur le puits d'extraction principal, dit puits Drottning ou de la reine, est installé un tambour conique, à axe horizontal, analogue à celui qui existe à Falun; sa surface présente aussi une ornière hélicoïde sur laquelle s'enroule un cable en fil de fer. Ce tambour a 3 mètres de longueur, 1m,50 de diamètre à une extré-

mité et 6 mètres à l'autre; il porte 20 tours de spire. Il y a deux tambours semblables, l'un pour le câble montant, l'autre pour le câble descendant; le mouvement leur est communiqué par une roue à augets. Les dimensions ont été calculées de façon que la résistance fût à peu près constante, à quelque hauteur que se trouvât la tonne dans le puits; mais ces tambours ont l'inconvénient d'être bien volumineux.

Le minerai de Sala (galène accompagnée de quelques autres sulfures plombo-argentifères) est beaucoup plus disséminé dans la roche que la galène exploitée en d'autres pays; les préparations qu'on lui fait subir consistent en cassage et triage, puis bocardage et lavage sur tables à secousse. A la casserie, on divise la matière brute qui sort de la mine en trois sortes : 1° le minerai bon à fondre; 2° le minerai pauvre ou à bocard, qui renferme habituellement 2 dix-millièmes d'argent et 2 à 3 pour 100 de plomb; 3° la roche stérile, qui est rejetée. Préparation mécanique.

Il y a près des mines deux laveries, comprenant chacune un bocard à 16 pilons et 12 tables à secousse, dont la largeur est de 1m,50 et la longueur de 3m,50. Près de la fonderie, du côté opposé de la ville, est une troisième laverie, renfermant un bocard à 24 pilons et 20 tables à secousse, ce qui fait en tout 56 pilons et 44 tables. L'installation de ces tables est à peu près la même qu'à Tunaberg; mais on a eu soin, et avec raison, de rendre leur mouvement moins précipité; ainsi, elles ne reçoivent que vingt-cinq secousses à la minute, et, dans l'intervalle de deux chocs successifs, elles rebondissent deux fois. Leur inclinaison est de 1/25 pour les schlichs, et deux à trois fois moindre pour les schlamms. C'est le maître laveur qui la règle d'après le degré de ténuité du sable. Ces appareils sont ordi-

nairement en activité jour et nuit. Dans chaque laverie il y a deux ouvriers surveillants, chargés du bocard et de la surveillance des tables, un pour le jour, l'autre pour la nuit; une femme suffit pour le travail de deux tables. Dans la laverie située près de l'usine, il y a un ouvrier et deux enfants pour quatre tables.

En un mois, ou 25 jours de travail de 24 heures, un bocard à 16 pilons (1) réduit en sable 2.500 quintaux métriques de matière, ce qui fait 100 quintaux métriques par 24 heures, soit $6^{qm},2$ ou 4 à 5 hectolitres de minerai par pilon. Les sables qui en proviennent sont lavés sur des tables à secousse : 20 tables suffisent pour les sables fournis par les 16 pilons; elles fournissent pour 1.000 quintaux métriques 45 quintaux métriques, ou 4,5 p. 100 de schlichs, et 40 quintaux métriques, ou 4 p. 100 de schlamms ayant à peu près la même teneur, c'est-à-dire renfermant 16 p. 100 de plomb, et quatre lots ou 12 à 13 dix-millièmes d'argent. On voit qu'ici l'enrichissement par lavage est poussé beaucoup moins loin qu'il ne l'est habituellement en Allemagne et en France, où les sables lavés ont une teneur en plomb de 60 p. 100 et souvent plus. Mais il faut remarquer que les minerais de Sala, et en général les minerais de galène de la Suède, sont riches en argent, et que la quantité de ce métal contenue dans les schlichs a une valeur beaucoup plus grande que celle du plomb; aussi l'on croit devoir s'arrêter lorsque la teneur en argent approche de 1 1/2 millième, afin d'éviter des pertes. L'eau qui coule des tables à secousse traverse des bassins où elle dépose les boues qui sont ensuite essayées pour argent; on ne les abandonne que

(1) Chaque pilon reçoit 40 à 50 coups par minute; son sabot est carré et a 14 centimètres de côté.

quand leur teneur est au-dessous d'un tiers de lot par quintal, c'est-à-dire 1 dix-millième. On estime de 25 à 30 p. 100 la perte qui a lieu dans les lavages.

Les enfants auxquels sont confiés le cassage et le triage du minerai gagnent 35 à 40 centimes par jour. Les ouvriers attachés au bocard reçoivent 36 centimes par mètre cube de minerai bocardé; on leur donne en outre 9 centimes par chaque quintal métrique de sable bon à fondre, qui est obtenu sur les tables. Les laveuses gagnent en moyenne 50 à 60 centimes par jour; mais elles sont payées à la tâche, à raison de 90 centimes par quintal métrique pour du schlich à gros grains, de 1f,10 pour du schlich à grains fins, de 1f,20 pour des schlamms, et de 1f,80 pour les boues les plus fines.

Le nombre des ouvriers employés à l'intérieur des mines est de 120; il y a 15 ouvriers pour l'extraction, 35 à 40 enfants pour le débourbage, cassage et triage; 20 ouvriers, 20 enfants et 32 femmes employées aux laveries, et on compte en outre 10 ouvriers chargés de travaux divers; cela fait en tout 165 ouvriers, 55 à 60 enfants et 30 femmes. Il y a, en outre, une soixantaine de femmes et d'enfants, qui viennent travailler temporairement, pendant trois à quatre mois de l'année; alors le nombre total des gens employés aux mines et à la préparation mécanique est de 300.

On abat chaque année 4 à 5.000 mètres cubes de roche massive, dont environ un quart en galerie et les trois quarts en chambre; dans les casseries, on sépare 40 à 50 mètres cubes de minerai bon à fondre, pesant environ 800 quintaux métriques, et 550 mètres cubes de minerai à bocard, qui pèsent 8.000 quintaux métriques, et rendent au lavage 800 quintaux métriques de schlichs et schlamms, de façon que l'ensemble des minerais propres à la fusion est d'environ 1.600 quintaux Produits et dépenses.

métriques, tenant en moyenne 25 à 30 p. 100 de plomb et 4 1/2 à 5 millièmes d'argent.

D'après les renseignements qu'a bien voulu me donner M. Sewen, directeur des mines, pour obtenir cette production, on consomme 3.000 stères de bois (à 1f,22) et 25 quintaux métriques de poudre. Si l'on admet que les 3.000 stères de bois aient produit un abatage de 2.000 mètres cubes de roche massive, il reste 2.500 mètres cubes qui auront été abattus à la poudre (environ 1.200 mètres cubes en galerie et 1.300 mètres cubes en chambre), et qui auront donné lieu à une consommation moyenne de 1 kilogramme de poudre.

Les dépenses annuelles de l'établissement s'élèvent à environ 130.000 francs, et les bénéfices nets sont de 20 à 30,000 francs.

Mines d'argent de Kongsberg.

Les mines de Kongsberg ont été découvertes en 1623 par un jeune paysan; ce sont en Scandinavie les seules exploitations de minerai d'argent proprement dit; ce métal est l'unique produit que l'on recherche. A la vérité, on obtient dans la fusion un peu de plomb et de cuivre, mais en quantité insignifiante et d'une manière indirecte, par suite de l'addition de minerais plombeux et cuprifères, que l'on fait intervenir dans le traitement métallurgique, et qui sont d'une autre provenance. Dans les minerais de Kongsberg, l'argent se trouve, ou à l'état natif, ou à l'état de sulfure; et, soit dans l'exploitation, soit dans la préparation mécanique, on ne se préoccupe nullement de la minime quantité de galène qui s'y trouve mélangée. Dans les mines de la Suède, telles que Sala, Hellefors, etc., l'argent forme le produit principal de l'exploitation, mais il est constamment associé à de la galène accompagnée de quelques autres sulfures plombifères, et le plomb forme un produit trop important pour qu'on puisse le négliger.

On sait d'ailleurs (voir mon précédent mémoire sur les gîtes métallifères de la Scandinavie) que les gîtes de Kongsberg diffèrent notablement des autres mines métalliques de la Scandinavie, et constituent des veines analogues aux filons, c'est-à-dire formées par le remplissage de fentes préexistantes et non parallèles à la stratification. Il en existe une multitude aux environs de la petite ville de Kongsberg, principalement sur la rive droite du Lauven-Elv; les travaux fort nombreux dont ils ont été l'objet, à différentes époques, se trouvent exclusivement dans les parties où ces veines traversent certaines couches de schistes cristallins, micacés et amphiboques, qui sont imprégnées de sulfures métalliques, de fer, cuivre et zinc, et que, depuis fort longtemps, on désigne par l'expression de *fahlbandes*. Mais actuellement les travaux d'exploitation ont lieu seulement dans la montagne de Store-Aasen, située à l'ouest de Kongsberg; ils sont limités à trois filons, et seulement à la partie de ces filons qui est comprise dans la fahlbande la plus large et la plus chargée de pyrites. Les deux mines les plus importantes, celles du *Roi* et des *Pauvres*, communiquent ensemble, et se trouvent sur deux filons très-rapprochés l'un de l'autre; la troisième mine, celle du *Secours de Dieu*, est ouverte sur un filon situé un peu plus au nord.

Disposition des travaux souterrains.

Dans l'exploitation de Kongsberg on a suivi les mêmes errements que dans les autres mines de la Suède et de la Norwége : on n'y voit pas, il est vrai, d'aussi vastes chambres qu'à Sala et Falun, mais on a donné aux galeries de communication et aux chantiers d'abatage des dimensions disproportionnées avec l'épaisseur des veines, qui sont généralement très-minces. A la vérité, il y a souvent plusieurs veines rapprochées les unes des autres, et on les exploite comme si elles

n'en formaient qu'une. D'ailleurs, les travaux sont nécessairement resserrés dans la largeur de l'assise pyritifère qui forme la principale fahlbande, car c'est seulement dans la traversée de cette assise qu'ils offrent une richesse suffisante pour donner lieu à une exploitation productive. C'est pour cette raison que le développement des travaux dans le sens longitudinal se borne à une centaine de mètres, et ils se rapprochent ainsi de ceux que l'on exécute dans les autres mines du nord de l'Europe. D'ailleurs, la roche est assez solide, en général, pour dispenser du boisage.

L'exploitation se fait ordinairement en descendant, par gradins droits; on ne pratique pas plus ici que dans les autres mines de la Scandinavie la méthode par gradins renversés, qui est cependant moins dispendieuse.

Percement des galeries.

Les galeries que l'on creuse ont une largeur d'environ 2 mètres, qui est beaucoup supérieure à celle des filons; de sorte que l'on peut considérer ces galeries comme étant creusées, pour la majeure partie, dans *la roche* encaissante qui est quartzo-micacée ou amphibolique, et présente une grande dureté. Le percement a lieu tantôt avec le feu, tantôt avec la poudre : l'emploi du feu entraîne par mètre cube de roche une consommation de 6 stères de bois, coûtant 7f,20 à raison de 1f,20 par stère aux mines du Roi et des Pauvres; mais l'orifice de la mine du Secours de Dieu se trouvant à une élévation beaucoup plus grande, sur le plateau de Store-Aasen, le stère de bois y revient à 1f,80. La dépense de main-d'œuvre est de 13f,50; et, tous frais compris, l'abatage d'un mètre cube revient à 22 francs. Dans le percement de la galerie d'écoulement dite Christian VII, galerie qui a 7 mètres carrés de section (2 toises norwégiennes de hauteur sur 1 de largeur), l'abatage, qui a lieu à l'aide du feu, coûte, en général,

de 20 à 22 francs par mètre cube. Quand on emploie la poudre (1), la dépense en main-d'œuvre est de 25 fr. par mètre cube, et les frais pour consommation de poudre et entretien d'outils s'élèvent à 8 francs, ce qui donne 33 francs par mètre cube, ou environ une fois et demie plus cher que par le feu. D'ailleurs, la roche qui encaisse les veines argentifères est remarquable par son extrême ténacité; et, nulle part, en Scandinavie, les frais ne sont aussi élevés.

Extraction.

Tout ce qui provient de l'abatage est amené au jour, on ne fait aucun triage à l'intérieur des mines; l'extraction se fait par des puits inclinés suivant la pente des filons, qui ne s'écartent pas beaucoup de la verticale. A la mine du Secours de Dieu, les tonnes glissent le long de planches ou coulants fixés au mur du gîte; mais, à la mine du Roi, pour diminuer le frottement, M. Böbert a établi des bandes de fer sur lesquelles roulent des tonnes de forme carrée, munies de roues de wagons; il a ainsi réduit de plus de moitié la dépense de force motrice qui est fournie par une roue à augets.

Galeries d'écoulement.

Pour l'asséchement des mines de Kongsberg, on a percé des galeries d'écoulement à des niveaux différents (voir le plan de ces mines annexé à mon précédent Mémoire, 4e série, tome XV, Pl. VI, *fig* 32). La galerie supérieure, dite *galerie Frédéric*, sert à l'écoulement des eaux des mines du Roi et des Pauvres. La deuxième galerie n'est pas encore assez avancée pour pouvoir servir; c'est la galerie Christian VII, qui doit recouper

(1) Dans le cas spécial des mines de Kongsberg, qui sont exploitées pour le compte de l'État, l'économie que procure l'emploi du feu est en réalité un peu moindre qu'elle ne le paraît; car la dépense est évaluée en portant le prix de la poudre à 1f,70 le kilogramme; or, pour l'État qui la fabrique, elle ne revient pas à la moitié de ce prix.

les principales mines. Elle traversera celles du Roi et des Pauvres à une profondeur d'à peu près 315 mètres au-dessous de la surface ou 100 mètres au-dessous de la galerie Frédéric, qui alors deviendra inutile. Plus au nord elle atteindra la mine du Secours de Dieu à une profondeur de 350 mètres au-dessous de la surface, c'est-à-dire au-dessous de son point le plus profond, et elle passera au-dessous de la plupart des autres mines (1). Cette grande galerie d'écoulement aura environ 3.400 mètres, depuis son orifice jusqu'à la mine du Secours de Dieu; et, si on la prolonge, suivant le projet primitif, jusqu'à la vallée de Jondal, elle aura alors une longueur de plus de 7.000 mètres.

Aménagement des eaux motrices.

Il n'est en Scandinavie aucune mine où l'on ait exécuté des travaux d'art aussi importants qu'à Kongsberg, pour se procurer les forces motrices nécessaires à l'épuisement des eaux, à l'extraction et à la préparation mécanique des minerais. Sur la cime du Jonsknudden, il y a de petits lacs où se réunissent les eaux provenant de la pluie et de la fonte des neiges : elles sont recueillies avec celles qui coulent sur les flancs de cette montagne, et amenées dans des réservoirs, d'où on les fait arriver, le long de canaux, à la plate-forme de Store-Aasen, sur laquelle est l'orifice de la mine du Secours de Dieu. Une partie est employée à un bocard et une laverie, l'autre met en mouvement deux roues extérieures d'épuisement et d'extraction. Les eaux se rendent ensuite à des étangs, d'où elles descendent dans la mine du Roi, en faisant mouvoir une roue intérieure qui sert à l'extrac-

(1) La plus profonde des mines de Kongsberg est celle de Segen-Gottes, aujourd'hui abandonnée; elle a, dit-on, 560 mètres de profondeur au-dessous de la surface de la montagne ou 250 mètres au-dessous du niveau de la mer.

tion; elles passent ensuite le long d'une traverse, à la mine des Pauvres, où elles mettent en mouvement deux roues superposées, opérant l'extraction et l'épuisement: enfin elles s'écoulent le long de la galerie Frédéric, qui a environ 1.200 mètres de longueur. A l'extrémité de cette galerie, une portion des eaux est encore utilisée pour le bocard et la laverie où l'on prépare les matières provenant des deux mines du Roi et des Pauvres. On évalue à 60 mètres cubes la quantité d'eau qui est employée par minute, pour le service des mines et des bocards.

Le minerai d'argent de Kongsberg subit une préparation mécanique analogue à celle qu'on applique aux autres minerais de la Scandinavie; mais il y a quelques particularités qui méritent une mention spéciale. Le débourbage, cassage et triage ont lieu dans un atelier couvert: ce sont des enfants qui nettoient le minerai de la même manière qu'à Tunaberg, c'est-à-dire en le frottant avec leurs mains dans une cuve remplie d'eau. Ensuite il est cassé; et, par un triage attentif, on le divise en trois classes: 1° le minerai très-riche, qui contient plusieurs centièmes d'argent; 2° le minerai moyennement riche, qui en renferme de 1/2 à 1 p. 100; 3° le minerai à bocard, dont la teneur varie de 2 dix-millièmes à 3 millièmes. Préparation mécanique.

La gangue des minerais des deux premières classes consiste, pour la majeure partie, en spath calcaire, qui est souvent mélangé d'un peu de spath-fluor ou de quartz, avec des fragments de la roche encaissante, cristallino-schisteuse. On y remarque, avec l'argent natif, un peu d'argent sulfuré et des mouches de blende, de galène ou de pyrite. Les minerais des deux premières classes sont traités de la même manière; on les dépose dans l'auge d'un bocard qui leur est spéciale-

ment réservé : comme l'argent natif est malléable et possède une densité beaucoup supérieure à celle des autres matières qui l'accompagnent, et qui, en général, s'écrasent facilement, il se réunit au fond de l'auge, pendant que les autres substances se réduisent en sable, et sont entraînées par le courant d'eau. On recharge plusieurs fois les auges ; puis, après un temps variable suivant la richesse du minerai, on en retire quelques kilogrammes d'argent natif, qui s'y sont déposés sous forme de fragments aplatis. On élimine avec le barreau aimanté les granules de fer détachés des pilons ou provenant des fleurets ; puis, par un lavage à l'augette, on sépare les quelques particules de gangue qui sont restées adhérentes. On se sert pour cela de grandes augettes en cuivre, légèrement concaves dans la partie centrale, et de forme rectangulaire, ayant environ 60 centimètres de longeur sur 30 de largeur : elles sont garnies sur leurs longs côtés de rebords en bois, avec des anses qui permettent de les saisir des deux mains ; le *minerai* est nettoyé en quelques instants sous l'action d'un filet d'eau, et sa teneur est alors de 90 p. 100 ; il est pesé et livré, sous le nom d'argent natif, à l'usine, où on le fond dans des creusets. On n'apprendra probablement pas sans quelque étonnement que deux hommes suffisent pour la préparation mécanique de tout le minerai des deux premières classes, lequel fournit à lui seul 5 à 6.000 kilogrammes d'argent, c'est-à-dire les quatres cinquièmes de ce qui est produit à Kongsberg. Les sables que l'eau a entraînés avec elle, dans le bocardage ci-dessus, sont tous plus ou moins argentifères ; les plus riches sont lavés à l'augette, les autres le sont sur des tables.

Le minerai de la troisième classe renferme encore, comme gangue principale, de la chaux carbonatée, mais avec mélange d'une certaine quantité de spath-fluor, de

quartz et de fragments de la roche encaissante; d'ailleurs, l'argent natif est accompagné d'argent sulfuré et d'une certaine quantité de galène, de blende et de pyrite. Ce minerai est bocardé, et, toutes les six heures, on visite les auges, d'où l'on retire encore un peu d'argent natif réduit en plaques : les sables provenant du bocardage sont entraînés par l'eau, et déposés dans des bassins, où l'eau est reprise par des pompes et ramenée au bocard, de sorte que cette opération ne peut occasionner aucune perte.

Les schlichs et les schlamms sont lavés sur des tables à secousse, qui ont 4 mètres de longueur sur 1^{m},60 de largeur : elles reçoivent 36 secousses à la minute. On en augmente ou diminue l'inclinaison suivant que les sables sont plus gros ou plus fins, plus pauvres ou plus riches en argent. Ce lavage produit cinq sortes de schlichs et de schlamms, qui sont livrés à l'usine et essayés avant d'être fondus. Toutefois les sables les plus riches sont lavés dans des caisses allemandes, qui ont 3 mètres de longueur sur 0^{m},60 de largeur.

Jadis tous les produits du bocard étaient lavés sur des tables dormantes ; mais M. Böbert leur a substitué des tables à secousse, qui donnent lieu à une dépense de main-d'œuvre moindre des deux cinquièmes, et qui enrichissent mieux les schlichs, sans causer une perte beaucoup plus grande. Les boues que l'on rejette contiennent au plus un demi dix-millième d'argent.

Il y a deux ateliers de préparation mécanique, l'un sur le plateau de Store-Aasen, près de l'orifice de la mine du Secours de Dieu, l'autre près de l'entrée de la galerie Frédéric; ce dernier contient un bocard à 12 pilons, 3 tables à secousse et 2 caisses allemandes.

Le nombre des ouvriers employés aux mines de Kongsberg n'est plus que de 210 à 220, dont 100 et Personnel des mines.

Produits et dépenses.

quelques à l'intérieur; le reste est occupé à l'extraction et à la préparation mécanique. Contrairement à ce que l'on pourrait s'imaginer, ce nombre était beaucoup plus considérable pendant les périodes de détresse: ainsi de 1775 à 1778 il était de plus de 3.000, et dans le commencement de ce siècle il s'est élevé, dit-on, jusqu'à près de 4.000.

D'ailleurs, les mines de Kongsberg ont éprouvé des vicissitudes dont on ne trouve pas d'analogues dans l'histoire des autres exploitations; il y a certaines années, 1821 par exemple, où l'excédant des dépenses sur les recettes a dépassé 500.000 francs. De 1816 à 1829, en quatorze ans, la somme des pertes annuelles s'est élevée à 429.310 spéciès ou 2.490.000 fr., ce qui donne une perte moyenne de 178.000 francs par an. Mais, à partir de 1830, la découverte d'un massif riche (1), dans la mine du Roi, a inauguré une nouvelle ère de prospérité; et depuis lors les bénéfices ont varié en général de 900.000 à 1.200.000 francs. *Le produit* annuel moyen, en argent fin, a été de 4.483 kilogrammes de 1624 à 1805, de 1.189 kilogrammes de 1805 à 1815,

(1) Cette découverte ne fut pas due entièrement au hasard: d'après l'inclinaison convergente des veines argentifères du roi et des pauvres, on présuma qu'elles devaient se réunir à une certaine profondeur, et qu'à la jonction il devait y avoir enrichissement. Dans cette espérance, qui était conforme à ce que l'on observe, en général, dans les mines métalliques, on se mit à approfondir la mine des Pauvres; mais, comme ce travail ne faisait que des progrès lents, on perça une traverse pour aller reconnaître la mine du Roi, qui se trouvait à peu de distance au nord, et que l'on savait être habituellement plus riche que celle des Pauvres. Au point même où aboutit la traverse, on rencontra un magnifique massif de minerai d'argent, et cette découverte changea immédiatement en prospérité inouïe une situation désastreuse, qui aurait infailliblement conduit à l'abandon des travaux.

de 856 kilogrammes de 1815 à 1831 (époque de moindre production), et de 8.422 kilogrammes de 1831 à 1844. Depuis l'époque de la découverte, en 1623, jusqu'en 1844, en 222 ans, la production totale a été de 943.000 kilogrammes, soit en moyenne 4.248 kilogrammes par an.

L'habile directeur de l'établissement de Kongsberg comprend fort bien la nécessité d'exécuter des travaux de recherche et de reconnaissance, afin d'assurer l'avenir de l'exploitation par la découverte de nouveaux massifs; néanmoins la somme que, chaque année, on consacre à cet objet est seulement de 25 à 30,000 francs, et semble peu importante quand on la compare aux bénéfices réalisés. Les travaux que l'on exécute, en vue de l'avenir, consistent en une centaine de mètres de voies d'allongement, et 20 à 25 mètres en approfondissement, ce qui représente un volume d'environ 500 mètres cubes de roche massive. Le volume total de la roche abattue annuellement est de 13 à 1.400 mètres cubes, dont une centaine en approfondissement, 400 en allongement et 800 en exploitation. La quantité de poudre consommée varie de 20 à 25 quintaux métriques.

Maintenant que j'ai terminé la revue des principales mines métalliques de la Scandinavie, je vais résumer dans un tableau synoptique les résultats concernant l'emploi de la poudre et du bois dans l'abatage des roches.

NATURE de la mine.	NOM de la mine.	NATURE du minerai.	NATURE de la gangue.	NATURE de la roche métallifère ou de la roche encaissante.	MINES à ciel ouvert (c. ouv.) souterraines (sout.).	[illegible] à l'abatag.
Mines de fer	Utö.	Fer oligiste et un peu d'oxydule.	Quartzeuse.	Quartzo-schiste micacé.	en partie c. ouv. en partie sout.	en gradins.
id.	Norberg.	id.	id.	id.	à ciel ouv.	id.
id.	Bispberg.	Fer oxydulé.	Néant.	Roche chloriteuse.	sout.	id.
id.	Danémora.	id.	Calcaire.	Calcaire cristallin.	en partie c. ouv. en partie sout.	id.
id.	id.	id.	id.	id.	id.	Moyennes. Percement de galeri[illegible]
Cuivre.	Åreskutan.	Cuivre pyriteux.	Roche quartzo-micacée.	Gneiss passant au schiste quartzo-micacé	sout.	principale-ment en gradi[illegible]
id.	Röraas Storwarts et Mug.	id.	Quartz et chlorite.	Schiste chloriteux avec quartz.	id.	Exploita[illegible] par gale[illegible] et dépi[illegible]
id.	Röraas Kongens et Foldal.	Pyrite de fer cuprifère.	Pyrite de fer massive.	Pyrite massive enclavée dans du schiste chloriteux.	id.	
id.	Kaafiord.	Cuivre pyriteux.	Quartz et spath calcaire.	Amphibolite.	id.	Exploita[illegible] de [illegible] gradins.
Cobalt.	Skuterud.	Cobalt gris et mispickel cobaltifère.	Roche quartzo-micacée et pyrites.	Schiste quartzo-micacé.	à ciel ouv.	en gradi[illegible]
id.	id.	id.	id.	id.	id.	Moyenn[illegible] Percem[illegible] de galeri[illegible]
Cuivre	Falun.	Cuivre pyriteux et un peu de galène.	Quartz, chlorite et pyrite massive.	Roche quartzeuse avec chlorite et pyrite massive.	sout.	id.
Argent.	Kongsberg.	Argent natif et sulfuré.	Spath calcaire, quartz et divers.	Schiste quartzo-micacé et amphibolique.	id.	id.
Plomb et Argent.	Sala.	Galènes et autres sulfures plombo-argentifères.	Calcaire cristallin entremêlé de silicates.	Calcaire cristallin entremêlé de silicates.	id.	Moyenn[illegible] Abatage[illegible] chambr[illegible] Percem[illegible] de gale[illegible]

D'ABATAGE D'UN MÈTRE CUBE DE MINERAI OU DE ROCHE MÉTALLIFÈRE.

Résultat de l'ensemble de l'exploitation.	Moyennes d'observations.	1° À LA POUDRE. Main-d'œuvre. Nombre de jours.	Total des salaires.	Matériaux consommés. Poudre à 1 fr. 70.	Fer à 88 fr.	Acier à 80 fr.	Total des frais de matériaux, réparation d'outils, éclairage.	Total général des frais.	2° PAR LE FEU. Main-d'œuvre. Nombre de jours.	Total des salaires.	Bois consommé. Nombre de stères brûlés.	Prix du stère.	Total des frais de matériaux, éclairage, etc.	Total général des frais.	FRAIS de percement d'un mètre courant de galeries. Section des galeries en mèt. car.	à la poudre.	par le feu.	OBSERVATIONS.
		j.	fr.				fr.	fr.										
ens.	»	4,00	5,00	600	1.550	200	2,25	7,25	»	»	»	»	»	»	»	»	»	Les percements de galeries donnent lieu, en général, à des frais de main-d'œuvre et à des consommations de matériaux près de deux fois plus considérables par mètre cube que l'exploitation proprement dite.
ens.	»	4,00	4,00	550	»	»	2,20	6,20	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
ens.	»	5,00	5,00	600	»	»	2,50	7,50	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
»	ob.	3,30	4,00	620	960	150	2,00	6,00	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
»	»	4,08	4,50	593	1.265	175	2,24	6,74	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
»	ob.	»	»	»	»	»	»	»	4,00	4,80	2,00	1,30	3,20	8,00	3,25	»	26,00	
ens.	»	6,00	7,50	1 110	1.000	180	4,50	12,00	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
ens.	»	6,00	9,00	1.475	760	70	4,60	13,60	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
ens.	»	5,00	7,50	1 100	»	»	4,50	12,00	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
ens.	»	3,60	9,00	1.072	715	60	4,30	13,30	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
ens.	»	5,66	8,50	1.300	2.333	380	5,00	13,50	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
»	»	5,25	8,30	1.211	1.202	172	4,58	12,88	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
»	ob.	14,00	21,00	»	»	»	7,50	28,50	6,00	9,00	4,50	1,85	9,00	18,00	4,00	112	74	
»	ob.	12,00	16,80	1.7[illegible]	1.400	350	7.20	24,00	»	»	»	»	»	»	3,25	78	»	
»	ob.	16,50	24,75	»	»	»	8,25	33,00	9,00	13,50	6,00	1,20	8,50	22,00	4,00	132	88	
»	»	14,16	20,85	1.750	1.400	350	7,65	28,50	7,50	11,25	5,25	1,52	8,75	20,00	3,75	107	81	
»	ob.	4,50	4,50	800	490	200	3,00	7,50	3,00	3,00	1,50	1,22	2,15	5,15	»	»	»	
»	ob.	8,50	8,50	1.400	900	275	4,83	13,33	»	»	»	»	»	»	3,00	40,00	»	

Conséquences résultant de ce tableau.

On voit par ce tableau que l'abatage d'un mètre cube de minerai de fer exige en moyenne 4 jours de travail et donne lieu à une consommation de 593 grammes de poudre, 1.260 grammes de fer et 175 grammes d'acier : la dépense moyenne est de 6f,74, dont 4f,50 en main-d'œuvre et 2f,24 en achat de matériaux et frais de réparation d'outils.

L'abatage d'un mètre cube de minerai ou de roche métallifère dure, plus ou moins quartzeuze ou pyriteuse, contenant du cuivre ou du cobalt, coûte moyennement 12f,88, dont 8f,30 pour main-d'œuvre (5,25 jours de travail) et 4f,58 pour achat de matériaux et réparation d'outils.

Aux mines de Sala, où la roche est un calcaire cristallin beaucoup moins dur et moins difficile à forer que les roches cuprifères citées dans le tableau, l'abatage d'un mètre cube, à la poudre, dans les chambres d'exploitation, ne coûte que 7f,50 ; mais on emploie principalement le feu, et les frais d'abatage *sont* alors diminués de 2f,35.

Néanmoins, c'est surtout dans le percement des galeries que l'on fait usage du feu, et l'on voit que l'abatage d'un mètre cube, en galerie, qui coûte en moyenne 28f,50 quand on emploie la poudre, revient seulement à 20 francs quand on se sert du feu. Il faut observer, d'ailleurs, que le grand avantage en faveur de l'usage du bois provient surtout de ce que l'on perce les galeries sur une très-large section ; mais si l'on se bornait à leur donner une section de 2 mètres carrés, ce qui suffirait pour les galeries de communication entre les divers chantiers d'exploitation, alors les frais d'abatage à la poudre seraient notablement réduits, et il n'en serait pas de même de l'emploi du bois, qui ne présenterait plus alors qu'une médiocre économie.

Cependant le feu est un agent de dislocation beaucoup plus efficace qu'on ne le croit en France, et dans les autres pays où on n'emploie que la poudre; quand le bois est abondant, et ne coûte pas plus de 2 francs par stère, on trouve une économie considérable à s'en servir pour le creusement, dans des roches dures, de galeries à sections d'au moins 3 mètres carrés, comme les galeries qui doivent servir à la fois au roulage et à l'écoulement des eaux.

Il est même présumable que, dans quelques cas, il y aurait utilité à employer le feu dans le creusement des tunnels de chemins de fer, à travers des chaînes de montagnes couvertes de forêts et composées de roches cristallines, ainsi dans la traversée de certaines parties des Alpes. Il y aurait, il est vrai, à vaincre la difficulté de l'aérage, car la combustion des bûchers produit beaucoup de fumée et d'acide carbonique; aussi, à moins de recourir à de fortes machines pour aspirer ou refouler de l'air, on ne pourrait employer le feu qu'à une petite distance des orifices. Toutefois, il me semblerait possible d'éviter cet obstacle, en creusant d'abord à la poudre une première galerie, à section étroite, jusqu'à un puits d'aérage, ou jusqu'au revers opposé de la montagne, et le bois ne serait employé que pour agrandir la galerie, et lui donner les dimensions d'un tunnel de railway. La difficulté de la ventilation pourrait ainsi être évitée, mais le travail exigerait plus de temps, et l'économie de main-d'œuvre serait contre-balancée par l'inconvénient de la lenteur. Aussi il est douteux que ce procédé, malgré ses avantages, soit appliqué dans la construction des chemins de fer, où la rapidité d'exécution est envisagée comme une des conditions principales.

Mines de houille situées dans le terrain jurassique.

Dans mon mémoire sur les gîtes métallifères de la Scandinavie, je n'ai point parlé des mines de houille de Höganäs, que j'ai visitées à la fin de l'année 1845, au moment où j'allais quitter la Suède; je vais en donner ici une description succincte.

Formation jurassique de la Scanie.

Le terrain jurassique est représenté dans la Scanie par une formation arénacée, composée de couches alternantes de grès et d'argile schisteuse; elle est remarquable par la présence de couches de houille. On y trouve quelques fougères semblant se rapprocher du genre ophioglosse; mais de nombreux débris de tiges d'arbres dicotylés et beaucoup d'empreintes de feuilles réticulées montrent que ce dépôt appartient, non à la période houillère, mais à l'époque jurassique. On y trouve, en outre, quelques empreintes de poissons et des dents de squales.

Par suite des causes de dénudation auxquelles a été soumis ce dépôt, il n'en reste plus aujourd'hui dans la presqu'île scandinave que deux lambeaux, dont l'un constitue la côte nord-ouest du Sund, au nord et au sud d'Helsingborg, entre la pointe granitique de Kullen et la petite ville de Landscrona; l'autre se montre à peu de distance au nord-est, à l'entour du lac Ring, immédiatement au sud du 56e degré de latitude.

Détails historiques sur les mines de houille de Höganäs.

C'est seulement dans le premier de ces lambeaux que l'on a constaté l'existence de la houille, au nord de la ville d'Helsingborg. Malgré leur faible épaisseur, les couches de combustible donnent lieu, depuis plus d'un demi-siècle, à une exploitation assez importante. Vers le milieu du XVIIe siècle, les habitants commencèrent à extraire du charbon en quelques points où il

affleurait, dans la partie septentrionale du bassin. Pendant le XVIIIe siècle, ces extractions prirent quelque importance; mais c'est seulement en 1797 que l'on établit à Höganäs une exploitation continue et régulière, avec l'aide de machines à vapeur. Depuis, cette exploitation a reçu un développement de plus en plus considérable, et aujourd'hui la production annuelle s'élève à environ 250.000 hectolitres.

Caractères du combustible minéral de Höganäs.

Bien qu'appartenant au terrain jurassique, le combustible ressemble plutôt à de la houille qu'à du lignite: il y en a une variété schisteuse, et une autre compacte, à cassure conchoïde, brillante et d'un beau noir. Ce charbon est légèrement bitumineux; au feu il s'agglutine un peu, mais beaucoup moins que de la houille grasse. On l'emploie au chauffage des chaudières à vapeur et des fourneaux de distillerie, à la cuisson de la chaux, des poteries, des briques, et enfin à l'économie domestique. Malheureusement une grande partie de cette houille est très-impure; on en distingue trois qualités: le n° 1 est le plus pur, et ne laisse après combustion que quelques centièmes de cendres; le n° 2 est beaucoup plus terreux, et renferme 20 à 25 p. 100 de matières incombustibles; enfin le n° 3 en contient 40 à 45 p. 100, et mériterait la dénomination de terre charbonneuse plutôt que de houille; aussi n'est-il employé que pour le chauffage domestique aux environs d'Höganäs, où le bois et la tourbe sont rares. Mais il serait possible d'épurer le n° 2 et le n° 3 par des lavages, suivant le procédé que l'on applique actuellement, sur beaucoup de mines, à la houille terreuse.

Coupe de la formation carbonifère de Höganäs.

Le combustible de Höganäs ne se présente qu'en couches minces, qui sont séparées par des lits de schistes bitumineux; elles sont en outre accompagnées d'un grès tendre, argilo-quartzo-micacé, et recouvertes

d'une puissante série de bancs de grès et d'argile schisteuse.

Voici la succession que l'on observe :

1° De la surface à 4 ou 5 mètres de profondeur: dépôt diluvien, composé de sable, graviers, galets et blocs erratiques;

2° Couches alternantes de grès et d'argile schisteuse, ayant une épaisseur qui, aux environs de Höganäs, varie de 50 à 70 mètres.

3° Assise carbonifère offrant un premier lit de houille (qualité n° 2), épais de 8 centimètres, puis un lit de schiste bitumineux de 8 centimètres, un troisième lit de houille (n° 2), de 8 centimètres, un lit de schiste bitumineux de 18 centimètres, un quatrième lit de houille (n° 2), de 5 centimètres, un lit de schiste bitumineux de 43 centimètres, un cinquième lit de houille (n° 3), de 5 centimètres, un sixième lit (n° 1), 18 centimètres, et enfin un septième (n° 3), de 8 centimètres. La puissance totale de l'assise carbonifère est de 1^{m},48, mais il n'y en a guère que le tiers à l'état de houille; et encore le peu de charbon qui soit pur a seulement 18 centimètres d'épaisseur.

Au-dessous de cette assise vient une couche d'argile schisteuse, un peu dure, d'un gris foncé, qui forme le mur de la couche principale de combustible, et qui est exploitée pour la confection des briques réfractaires; son épaisseur est de 1^{m},60. Au-dessous il y a un banc de grès puissant de 1 mètre, et au delà on observe une série de couches argileuses, entremêlées de grès, qui s'étendent jusqu'à une profondeur inconnne.

Pour reconnaître s'il n'existe pas d'autres couches de combustible, on a sondé jusqu'à une profondeur de plus de 80 mètres au-dessous de l'assise carbonifère qui est exploitée, mais les recherches ont été infructueuses;

au point où l'on s'est arrêté, les couches étaient principalement argileuses et l'eau paraissait être fort abondante. Le dépôt de combustible paraît donc se borner à quelques lits d'une épaisseur très-minime. A la vérité, comme nous allons le voir, son développement dans le sens horizontal paraît être fort considérable.

Les couches ont une disposition assez régulière; elles courent de l'E.-N.-E. à l'O.-S.-O., et inclinent vers le S.-E., de 5 à 6 degrés. D'après les explorations qui ont été faites, l'étendue des couches houillères est d'environ 2.500 mètres dans le sens de leur direction, c'est-à-dire en allant de la mer vers le N.-E. Dans le sens opposé, parallèlement au rivage, leur extension est aussi fort grande; car des sondages exécutés entre Höganäs et Helsingborg ont montré que la houille se prolonge jusqu'auprès de cette ville, mais elle se trouve à une profondeur trop grande pour qu'elle puisse être exploitée avec avantage, vu sa faible épaisseur et sa médiocre qualité. Disposition des couches.

Du côté occidental, près du rivage de la mer, le dépôt carbonifère est interrompu par une grande faille, qui court du N.-N.-O. au S.-S.-E., dans un sens parallèle à la côte, ou à peu près perpendiculaire au plan des couches. La partie occidentale du bassin doit avoir éprouvé un abaissement très-considérable, car on a fait, pour retrouver le charbon à l'ouest de la faille, des sondages jusqu'à 230 mètres de profondeur, en traversant les couches de grès et d'argile schisteuse qui existent au-dessus de l'assise carbonifère, sans pouvoir l'atteindre; et comme, de l'autre côté de la faille, la houille n'est qu'à 60 mètres de profondeur, on voit que l'abaissement de niveau a dû être de plus de 170 mètres. Nombreuses failles.

Outre cette grande faille, il y a un système de failles suivant, en général, une direction à peu près parallèle,

de l'ouest à l'est, et plongeant vers le nord. Elles sont assez régulières, et le rejet qu'elles ont fait éprouver à l'assise carbonifère a lieu habituellement dans le sens normal, c'est-à-dire comme étant le résultat d'un glissement du toit sur le mur. (Voir le plan et la coupe des mines de Höganäs, Pl. VI, *fig.* 5 et 6.)

Exploitation. Ce dépôt de combustible a été pendant longtemps l'objet d'un gaspillage plutôt que d'une exploitation régulière : on fonçait des puits jusqu'à l'assise carbonifère, c'est-à-dire jusqu'à une profondeur de 65 à 70 mètres ; et, après avoir enlevé tout le charbon qui se trouvait à l'entour, on perçait d'autres puits à peu de distance. On en a ouvert ainsi plus d'une cinquantaine ; mais il n'y en a plus aujourd'hui que quatre en activité de service, dont deux pour l'épuisement et deux pour l'extraction. L'exploitation actuelle se fait régulièrement et sans présenter de difficulté : on abat toute l'assise carbonifère, qui a $1^m,40$ à $1^m,50$ de puissance, et qui se compose d'une alternance de lits de combustible et de lits de schistes bitimineux. Le charbon n'en forme que la moitié ; on met en remblai tout ce que le vide peut contenir ; le reste est élevé au jour. On extrait habituellement une partie de roche schisteuse pour trois parties de charbon ; aussi on voit à l'entour des puits d'énormes tas de déblais.

Les ouvriers employés à l'abatage du charbon gagnent environ $1^f,50$, et sont payés d'après le nombre de tonnes extraites ; ils reçoivent $0^f,36$ par tonne, de la capacité d'un hectolitre et demi, de charbon n° 1, $0^f,25$ pour une tonne de charbon n° 2, et $0^f,14$ pour une tonne de charbon n° 3. Ces salaires représentent les frais d'abatage, de triage dans la mine et de chargement. Toutefois le roulage des chantiers d'exploitation aux puits n'y est point compris ; il se fait avec des che-

vaux : il y en a 16 à l'intérieur des mines, et 20 à l'extérieur, qui servent principalement à transporter le charbon des puits à l'embarcadère situé au bord de la mer.

On comprend que l'exploitation d'un dépôt de combustible aussi mince, et ne fournissant qu'un charbon médiocre, ne peut être avantageuse ; aussi on y a dépensé plusieurs millions de francs, et c'est à peine si aujourd'hui les produits des mines suffisent à payer les frais courants.

Le grès superposé à la houille laisse pénétrer une énorme quantité d'eau, qui est arrêtée par le banc d'argile formant le mur du gîte ; aussi on emploie deux machines d'épuisement de 80 chevaux chacune ; ce sont des machines à basse pression, construites dans le même système que les machines du Cornwall ; elles donnent dix coups de piston à la minute, et à chaque coup elles élèvent trois hectolitres d'eau, de la profondeur de 86 mètres, de façon que leur effet utile correspond à une force effective de 57 chevaux. En été elles fonctionnent seulement dix-huit heures par jour ; mais au printemps, où il y a beaucoup plus d'eau à épuiser, elles marchent vingt et une heures. Les chaudières sont chauffées avec le combustible provenant des mines, et de la qualité dite nº 1. Épuisement.

L'extraction se fait au moyen de deux machines à vapeur, une de 16, l'autre de 10 chevaux ; elles marchent avec une grande vitesse ; ainsi la tonne est élevée en 25 secondes de la profondeur de 72 mètres. Extraction.

Les puits sont situés à quelques centaines de mètres du rivage, et leur orifice se trouve sur une plaine qui ne domine le niveau de la mer que d'un petit nombre de mètres. On a établi un chemin de fer conduisant à la plage, de façon que les wagons qui reçoivent le combustible, à l'orifice des puits, roulent sur des rails jus- Transport des puits au bord de la mer.

qu'au point où ils se déchargent dans les navires. Comme ceux-ci ne pourraient accoster assez près, faute d'une profondeur d'eau suffisante, on a établi, sur la plage, un deuxième chemin de fer à 2^{m},60 au-dessous de l'autre. La communication entre eux n'a pas lieu par une pente douce, mais au moyen d'un appareil (composé d'un tour avec poulie et câble) propre à abaisser et élever les wagons. Il y a d'ailleurs une grue à l'extrémité du chemin de fer inférieur, lequel domine la mer de 1^{m},50.

Production annuelle.

La production annuelle des mines de Höganäs est de 250 à 260.000 hectolitres ou 225 a 230.000 quintaux métriques, représentant une valeur de 200.000 francs. Les trois qualités de charbon sont produites dans les rapports suivants : n° 1, 28 p. 100; n° 2, 42 p. 100; n° 3, 30 p. 100. Le prix de vente est peu élevé; il est par hectolitre de 1^{f},20 pour la première qualité; de 70 centimes la deuxième, et 50 centimes pour la troisième. Le nombre des ouvriers employés aux mines est de 200 et quelques.

Fabrication des briques réfractaires.

Néanmoins le défaut de débouchés suffisants a forcé d'annexer aux mines de houille, comme industrie accessoire, la fabrication des briques réfractaires et des poteries communes. L'argile qui sert à la confection des briques est assez fine et d'un gris noirâtre; elle provient du banc épais de 1^{m},60 qui supporte l'assise carbonifère (1). Deux meules à axe horizontal, roulant sur

(1) M. Sefström a trouvé la composition de cette argile analogue à celle de l'argile de Stourbridge, en Angleterre. Voici, en effet, les résultats de l'analyse :

	Argiles de	
	Höganäs.	Stourbridge.
Silice.	56,72	64,85
Alumine.	21,88	22,37
Oxyde de fer	3,00	3,35
Chaux et oxyde de manganèse.	1,20	0,53
Eau	17,40	8,50
	100,20	99,60

un plateau en fonte, pulvérisent cette argile, ainsi que les fragments de briques ou argile cuite destinés à entrer dans le mélange. La pâte se compose d'une partie d'argile cuite mélangée avec deux parties d'argile crue, quand on veut faire de grandes briques, et avec trois parties quand ce sont des petites. La masse est mélangée d'abord à sec, dans une grande caisse en bois; puis, après qu'elle a été imbibée d'eau et pétrie, les briques sont moulées à la main et ensuite séchées à l'étuve. Un ouvrier peut mouler par jour 500 briques ayant 30 centimètres de long, sur 0m,13 de largeur, et 0m,075 d'épaisseur; il reçoit 0f,25 par 100. On fait aussi pour la construction des hauts fourneaux de grosses briques, de forme pyramidale, ayant 0m,30 de longueur sur 0m,20 de largeur à un bout, et 0m,15 à l'autre, avec 0m,10 d'épaisseur. Ces grosses briques se vendent 45 francs le cent, et les autres 26 francs; on fait encore une troisième sorte de briques, dont la longueur est de 22 centimètres et qui se vendent 8 francs le cent. On emploie pour la cuisson trois fourneaux recouverts d'une voûte cylindrique, ayant 6 mètres de longueur suivant l'axe, 3m,60 de largeur, et 2 mètres d'élévation. Ils restent en feu pendant six à sept jours, et il faut quatre à cinq jours pour les laisser refroidir. On fait annuellement trente fournées dans chacun d'eux, et dans une opération on cuit 12.000 briques, en consommant 48 hectolitres de charbon n° 1, et 160 de charbon n° 2. Ces briques réfractaires m'ont paru être de bonne qualité; elles sont employées dans toute la Suède, à la construction de la chemise des fourneaux où l'on fond les minerais de fer et autres substances métalliques : une centaine d'ouvriers est employée à cette fabrication.

Il y a encore près des mines de Höganäs, et apparte- Confection des poteries.

nant à la même compagnie, un atelier pour la confection des poteries de grès et des faïences communes. On fait beaucoup de vases servant à la cristallisation du sucre raffiné, et qui sont vendus aux raffineries de Göteborg, de Copenhague, etc. Ces vases, de forme conique, ont $0^m,90$ de hauteur et $0^m,45$ de diamètre à la base; ils se vendent 4 francs la pièce. On emploie principalement de l'argile qui ne provient pas des mines, mais que l'on extrait sur la plage, au bord de la mer, et qu'on épure par lévigation. Pour faire la pâte de certaines faïences, on mélange deux tiers de cette argile avec un tiers d'argile réfractaire. Le nombre des ouvriers employés à la confection des briques et des poteries s'élève à près de 250, et les produits de cette industrie accessoire représentent annuellement une valeur de plus de 120.000 francs.

Sans cette ressource, il faudrait renoncer à l'exploitation des mines de houille de Höganäs, dont le débouché serait insuffisant; mais cependant il pourrait être élargi, si l'on prenait la précaution d'épurer le charbon par des lavages. Du reste, cette exploitation, qui est bien peu fructueuse au point de vue de l'intérêt privé, constitue pour les Suédois moins une affaire d'utilité que d'amour propre national; ils sont fiers de citer leurs mines de houille de Höganäs, comme le complément de leurs exploitations si importantes de minerais métalliques.

Tableau résumé de l'exploitation des mines.

En terminant la première partie de ce travail, résumons dans un tableau synoptique les principaux résultats de l'exploitation des mines en Scandinavie.

NATURE DES MINERAIS.	SUÈDE. Nombre d'ouvriers employés.	SUÈDE. Poids du mineral produit en quintaux métriques.	SUÈDE. Teneur moyenne du mineral en centièmes.	SUÈDE. Valeur approximative du mineral produit.	NORWÉGE. Nombre d'ouvriers employés.	NORWÉGE. Poids du mineral produit en quintaux métriques.	NORWÉGE. Teneur moyenne du mineral en centièmes.	NORWÉGE. Valeur approximative du mineral produit.
Minerai de fer	5.300	3.000.000	52,00	4.000.000	450	200.000	45,00	300.000
Chrome (*a*)	»	»	»	»	350	10.000	»	350.000
Cuivre (*b*)		450.000	3,8	2.000.000	950	140.000	5,6	1.200.000
Nickel (*c*)	2.500	4.000	2,5	150.000	»	»	»	»
Cobalt		50	25,00	100.000	900	2.600	»	550.000
Plomb et argent (galène)	400	3.000	P. 28,00 A. 0,27	180.000	»	»	»	»
Argent (argent natif et sulfuré)	»	»	»	»	220	16.000	0,39	1.200.000
Houille (*d*)	200	225.000	»	200,000	»	»	»	»
Totaux	8.400	3.682.050	»	6.630.000	2.870	368.600	»	3.600.000

(*a*) Les mines de chrome sont des exploitations de fer chromé, à ciel ouvert, situées dans la partie méridionale de la province de Drontheim, aux environs de Röraas et sur le Dovrefield.

(*b*) La valeur des minerais de cuivre, de plomb et d'argent a été estimée en calculant la valeur des produits métalliques définitifs (cuivre, plomb, argent) et en déduisant les frais de fondage portés au maximum, ainsi en les évaluant de 4 à 5 francs par quintal métrique de minerai de cuivre.

(*c*) Les minerais de nickel de la Scandinavie consistent en pyrites cupro-nickelifères, et les mêmes exploitations fournissent du nickel et du cuivre. De même, dans les mines de Tunaberg, on extrait de la même roche du cobalt gris et de la pyrite cuivreuse. C'est pour ce motif que j'ai groupé ensemble les ouvriers qui travaillent en Suède aux exploitations de cuivre, de nickel et de cobalt.

(*d*) On extrait, en outre, des roches cristallino-schisteuses des environs de Norberg (en Westmanie) 1.500 quintaux métriques de graphite. Il y a aussi des carrières de marbre près de Nyköping (en Sudermanie) et des carrières de porphyre feldspathique rouge, dans la vallée d'Elfdalen (en Dalécarlie), dont les produits s'élèvent annuellement de 9 à 10.000 francs pour les premières et de 15 à 16.000 francs pour les secondes.

NOTE SUR LE DIAMANT NOIR.

Par M. DESCLOIZEAUX.

Tout le monde sait que depuis quelques années on exploite dans les environs de Bahia, au Brésil, une variété de diamant noir, connue des lapidaires sous le nom de carbonate, et dont l'emploi tend à se généraliser, soit à l'état de poudre pour remplacer la poudre de diamant dans la taille des pierres fines et du diamant lui-même, soit à l'état de fragment anguleux pour tourner des objets d'ornement en granite, porphyre et autres roches dures.

L'examen d'un très-grand nombre d'échantillons m'a fait voir que ce *carbonate* est susceptible de prendre tous les états d'agrégation possibles ; car on en trouve qui offrent une structure essentiellement cristalline, et où l'on reconnaît parfaitement à la loupe un assemblage confus de très-petits octaèdres brunâtres semi-translucides ; d'autres fois la cassure est grenue et légèrement celluleuse ; le plus souvent elle est au contraire compacte ; quelquefois enfin elle est tellement poreuse qu'elle rappelle celle de certaines ponces dures et à grain serré.

Les échantillons compactes, dont la grosseur habituelle est celle d'une noisette ou d'une noix, ont généralement tous leurs angles émoussés ; leur surface est luisante et possède un éclat résineux, tandis que leur cassure est terne ; leur couleur varie du brun noirâtre au gris verdâtre ou au gris cendré ; ils paraissent par conséquent avoir été soumis à des frottements réitérés ;

aussi est-il excessivement rare de trouver quelque régularité dans leurs contours extérieurs. Cependant, en cherchant attentivement parmi les très-petits morceaux, je suis parvenu à en découvrir deux qui sont réellement cristallisés, et qui se rapportent d'ailleurs aux formes habituelles du diamant. L'un de ces morceaux est en effet un cube complet, à arêtes arrondies et à faces rugueuses, opaque et d'un noir parfait; l'autre est un octaèdre brunâtre, dont les faces sont aussi très-raboteuses. Il semble donc que le diamant, même dans ce qu'on peut appeler son état amorphe, possède une force de cristallisation capable de se traduire quelquefois en solides plus ou moins nettement définis.

Jusqu'à présent on ne possède aucune donnée certaine sur le gisement exact du diamant noir; on sait seulement qu'il est recueilli dans des terrains arénacés de la province de Bahia, au Brésil; quant à la nature de ces terrains, on ne la connaît pas d'une manière précise; toutefois, on peut conclure, d'après tous les minéraux que M. Damour a trouvés dans les sables diamantifères de Bahia, et d'après ceux qui se trouvent encore accidentellement mélangés au *carbonate* vendu par les lapidaires, que les roches qui ont fourni ces sables sont au moins fort anciennes, et qu'elles doivent offrir de l'analogie avec les gneiss et les syénites du Groënland et de la Norwége.

Les minéraux que j'ai trouvés le plus habituellement dans de grandes quantités de diamant noir que j'ai eu l'occasion d'examiner chez différents négociants de Paris, sont en effet des tourmalines noires, quelques zircons et grenats rougeâtres, des cristaux de staurotide brune, du rutile et un minéral particulier, noir, assez tendre, à poussière gris verdâtre, paraissant cristallisé en prisme rhomboïdal oblique, et dans lequel un essai

fort incomplet a fait reconnaître du fer, du manganèse et de l'acide tantalique.

Un autre fait très-intéressant que j'ai pu constater plusieurs fois vient encore confirmer d'une manière indirecte l'ancienneté des roches qui renferment le diamant noir; ce fait consiste dans l'existence de petits grains d'or enchassés, soit dans les cavités extérieures, soit dans la cassure même de quatre échantillons de *carbonate* légèrement grenu. Cette association semble prouver que le diamant peut, jusqu'à un certain point, jouer, par rapport à l'or, le même rôle géologique que le quartz aurifère des gisements de l'Australie et de la Californie : la structure essentiellement poreuse que j'ai citée plus haut pour quelques échantillons de diamant noir, permet d'ailleurs de supposer que ce corps a pu être traversé par des substances gazeuses, et que l'or a pu venir s'y condenser à l'état de vapeur métallique.

Je ferai remarquer en terminant que, si l'on s'en rapporte aux caractères minéralogiques, il paraît exister beaucoup d'analogie entre les gîtes diamantifères de Bahia et les gisements aurifères nouvellement découverts à la Guyane; ainsi, j'ai reconnu dans un échantillon des sables de cette colonie, envoyé dernièrement au loboratoire de l'École impériale des mines, de nombreux cristaux de staurotide brune, la plupart brisés; des cristaux de zircon rouge brun, ternes et fortement usés; quelques grenats roses, du rutile noirâtre et des grains noirs qui appartiennent probablement au fer titané. Le zircon a été reconnu dans toutes les alluvions aurifères ou diamantifères reconnues jusqu'ici; mais la staurotide n'a encore été signalée à ma connaissance que dans un très-petit nombre de ces dernières.

NOTE SUR LES AMPHIBOLITHES

DE LA PARTIE ORIENTALE DES MONTAGNES DU BEAUJOLAIS (1).

Par M. DROUOT, ingénieur en chef des mines.

Préambule.

Pendant les années 1846 à 1851, j'ai fait une étude spéciale des gîtes de manganèse des environs de Romanèche, dans la partie orientale des montagnes qui séparent la Saône de la Loire, entre les latitudes de Villefranche et de Mâcon, et dépendant de l'ancienne province de Beaujolais : j'y ai reconnu des masses considérables d'amphibolithes qui ne sont indiquées dans aucun ouvrage et sur aucune carte ; je vais en donner la description.

La partie centrale des montagnes est composée principalement de porphyre quartzifère. Sur le versant est se montrent des granites, dont une variété est associée à du gneiss, au sud de la route de Belleville à Beaujeu. Dans le voisinage des porphyres quartzifères, et surtout des gneiss, on trouve des masses assez importantes de schistes modifiés. Au commencement de la plaine, on trouve les calcaires jurassiques abaissés au

---

(1) Extrait d'une notice spéciale sur les gîtes de manganèse de Romanèche en cours de publication par les soins de l'administration des mines, et dont la rédaction est terminée depuis le 15 janvier 1853. (Voir la carte et les trois coupes *fig.* 1 à 4, Pl. VI.)

Il existe quelques pointements de roches semblables dans les montagnes qui séparent la Saône du canal du Centre, arrondissement de Châlons-sur-Saône; je les ai indiqués dans ma notice sur les gîtes de houille des environs de Forges, communes de Saint-Martin-d'Auxy, etc., mais ils sont trop peu importants pour être décrits ici.

niveau du granite par une grande faille parallèle à la Saône, commençant aux environs du village de Chanes, passant dans la partie orientale de Romanèche, à l'est de Lancié, à l'ouest de Corcelles, à l'est de Saint-Lager et à l'ouest de Charentey. Les calcaires sont visibles dans le voisinage des villages que je viens de citer, mais presque partout ailleurs ils sont recouverts par le terrain tertiaire de la Bresse, en place ou remanié, et qui cache en même temps la partie est des granites. Au nord et au sud des lieux extrêmes que je viens d'indiquer, les couches calcaires se relèvent au jour et forment le versant est des montagnes.

Disposition générale des masses.

L'amphibolithe constitue des montagnes arrondies, discontinues, mais considérables, qui ont surgi à travers les terrains cristallisés, quelquefois dans le voisinage des calcaires jurassiques, et quelquefois à la limite des porphyres quartzifères. Je l'ai reconnue dans huit localités différentes, sur une distance de plus de 25 kilomètres, depuis Montmelas, canton de Villefranche (Rhône), jusqu'à Pruzilly, canton de la Chapelle-de-Guinchay (Saône-et-Loire).

Composition et structure.

Elle se compose d'amphibole (hornbleude alumineuse) et d'un feldspath maclé du sixième système cristallin, le plus ordinairement intimement mélangés, de sorte que la roche présente une structure presque compacte et une couleur d'un vert noirâtre. Ces masses compactes se trouvent principalement à la périphérie. Au voisinage des gneiss et des schistes anciens, la texture devient elle-même schistoïde, de sorte qu'il y a passage d'une roche à l'autre. Dans les parties centrales, la texture cristalline est ordinairement beaucoup plus prononcée. Le feldspath et l'amphibole sont en lamelles distinctes ou même agglomérées en petites masses. On peut alors, par un triage fait avec soin, se

procurer une certaine quantité de chacun des deux minéraux à peu près purs.

La roche compacte ou lamellaire se fait remarquer par sa grande ténacité. Elle est employée utilement pour l'empierrement des chemins, lorsque son cassage n'est pas trop coûteux. Elle résiste généralement bien aux agents atmosphériques; cependant quelquefois elle se réduit en une espèce d'arène, par suite de la décomposition du feldspath.

L'amphibole est d'un vert-foncé, presque noir, lamellaire, sans forme cristalline discernable. On ne peut pas la diviser en petits prismes, quoique l'on y reconnaisse quelquefois deux clivages faisant entre eux un angle que je n'ai pas mesuré exactement, mais qui m'a paru différer peu de 124°. Elle résiste à l'action des acides chlorhydrique et sulfurique bouillants. Par la calcination, elle prend une couleur bronze-brun. Au chalumeau, elle fond facilement en émail noir. Elle résiste bien aux agents atmosphériques, et souvent on la trouve faisant saillie, par suite de la disparition du feldspath à la surface des blocs depuis longtemps exposés à l'air. Cependant, à la longue, elle se décompose quelquefois et communique une couleur ocreuse aux parties kaoliniques. Amphibole.

J'ai fait une analyse sommaire de l'amphibole de la roche de la montagne d'Avenas, après l'avoir triée avec soin. J'y ai trouvé :

Silice	0,500
Alumine	0,085
Protoxyde de fer	0,157
Oxyde de manganèse, traces faibles.	»
Chaux	0,125
Magnésie et alcalis par différence	0,123
Perte au feu	0,010
Total	1,000

En comparant cette analyse à celles que M. Delesse

a faites des amphiboles extraites des roches du Tillot et de Faymont (Vosges) (1), on remarque que les quantités de silice, d'alumine et de chaux sont à peu près les mêmes que dans l'amphibole du Tillot, et que la quantité de protoxyde de fer est à peu près une moyenne entre celle des deux roches. J'ai constaté qu'il n'y a que des traces faibles d'oxyde de manganèse, mais je n'ai recherché ni l'oxyde de chrôme, ni les alcalis qui, dans les roches examinées par M. Delesse, ne se trouvent qu'en très-faible proportion.

Feldspath. Le feldspath est blanc, un peu laiteux, avec un éclat gras, lamellaire, mais sans forme cristalline discernable; il présente même rarement les stries caractéristiques du sixième système cristallin. Au chalumeau, il fond très-facilement en émail blanc. Il est attaquable par les acides chlorhydrique et sulfurique bouillants, mais je ne sais s'il l'est assez complétement pour qu'on puisse en faire l'analyse par ce procédé. A l'air, il se kaolinise plus ou moins difficilement. Il m'a paru ne changer de couleur et ne se rubéfier que dans les parties de la roche voisines du granite qui a pu altérer sa composition.

J'ai analysé, par le carbonate de soude et par le carbonate de baryte, le feldspath extrait d'un échantillon de roche bien conservée que j'ai recueilli dans un mur de clôture, près du village de Jullié. Le second procédé est imparfait pour la recherche des alcalis, mais j'ai dû m'en contenter à défaut des instruments nécessaires pour l'emploi de l'acide fluorhydrique. Les résultats que j'ai obtenus ne sont pas concordants, mais néanmoins je crois devoir les indiquer, parce qu'ils donnent une idée approximative de la composition :

(1) Mémoire sur la constitution minéralogique et chimique des roches des Vosges; par M. Delesse, ingénieur des mines. (*Annales des mines*, 4e série, t. XVI, p. 340 et 359.)

	INDICATION DU PROCÉDÉ.		MOYENNES.
	Carbonate de soude.	Carbonate de baryte.	
Silice	0,480	0,480	0,480
Alumine	0,295	0,330	0,312
Chaux	0,105	non cherché.	0,105
Magnesie	0,013	0,017	0,015
Soude	non cherché.	0,032	0,032
Potasse	non cherché.	0,012	0,012
Perte au feu	0.020	»	0,020
Total			0,976
Perte dans l'analyse			0,024
Total général			1,000

Il n'y a ni fer ni manganèse : l'alumine obtenue par l'ammoniaque, après la séparation de la silice, est parfaitement blanche. Cette composition explique pourquoi le minéral ne se rubéfie pas en s'altérant. Elle diffère de celle indiquée par M. Delesse pour les feldspaths des diorites du Pont-Jean et de Faymont, parce que ceux-ci renferment des traces d'oxyde de fer, plus de silice, moins d'alumine et de chaux. Les analyses de M. Delesse montrent que le feldspath du Pont-Jean est du labrador, et celui de Faymont de l'andésite (1). D'après l'analyse que j'ai faite, le feldspath de l'amphibolithe des environs de Jullié serait un mélange de labrador et d'anorthite. Cette conclusion ne présente rien d'étrange, puisque le minéral est imparfaitement cristallisé. Je crois qu'il en est de même pour la plupart des localités, attendu la grande ressemblance des roches; cependant il y en a qui doivent présenter des différences, parce qu'elles se décomposent avec une extrême facilité qu'on ne remarque pas ailleurs.

(1) Mémoire précité, pages 542 et 557.

Substances subordonnées.

Je n'ai trouvé du sphène que dans une seule localité et en très-petite quantité, au voisinage du granite qui en renferme lui-même. Il y a fréquemment de petits grains de pyrite, surtout au voisinage du granite et du porphyre. Cette pyrite est quelquefois cuivreuse. La roche renferme rarement des veinules de feldspath blanc compactes, mais on y rencontre assez fréquemment des veinules ou amas irréguliers de pétrosilex d'un gris-verdâtre clair, à cassure conchoïde et un peu esquilleuse, dont la surface se kaolinise par l'exposition à l'air, et qui est difficilement fusible au chalumeau. Quelquefois ce pétrosilex est coloré en vert foncé, présente une cassure conchoïde mais non esquilleuse, et ne fond pas au chalumeau. Il paraît être alors presque entièrement composé de quartz. On trouve aussi des veinules de quartz, quelquefois blanc-laiteux ou presque hyalin, plus ordinairement gris-rougeâtre clair, et souvent aussi coloré en jaune-verdâtre. M. Delesse, qui a examiné plusieurs échantillons, pense *que la couleur* est due à un mélange d'épidote. Les parties jaunes sont effectivement fusibles au chalumeau; cependant je n'ai pas rencontré d'épidote bien caractérisée, mais seulement quelques lamelles d'une substance d'un vert clair qui se boursoufle, fond en un émail noirâtre, et paraît appartenir à cette espèce minérale.

Montagnes isolées près de la limite des granites et des calcaires jurassiques.

Montagne de Saint-Lager.

La montagne de Saint-Lager se trouve isolée à l'est de la chaîne du Beaujolais, entre Beaujeu et Belleville, au sud de la route qui unit ces deux localités. Elle présente des contours arrondis. Sa base a environ 1800 mètres de longueur du nord au sud, et même largeur de l'est à l'ouest. Du côté de l'est, elle a à peu

près la forme concave d'un fer à cheval, comme l'indique la limite de l'amphibolithe; mais à l'ouest, elle présente un dos d'âne qui forme la séparation des vallées de l'Ardière et du Sancillon. Cette différence tient à ce que, en surgissant, l'amphibolithe a coupé à peu près nettement les roches de l'est, tandis que, à l'ouest, elle a soulevé un lambeau du granite. La partie supérieure de la montagne présente trois mamelons arrondis, dont les altitudes sont de 485 mètres, 411 mètres et 368 mètres au-dessus du niveau de la mer, et séparés les uns des autres par des dépressions de 30 à 50 mètres de profondeur. Au nord et au sud de cette montagne, les eaux de l'Ardière et du Sancillon se trouvent aux altitudes d'environ 200 mètres et 215 mètres. Aux environs du signal établi sur le point culminant pour l'exécution de la carte de l'état-major, les pentes des versants de la montagne sont souvent de 20° à 25° jusqu'au terrain granitique.

Presque toute la partie haute est en friche, couverte seulement de mauvais pâturages. Les gros blocs épars à la surface s'opposeraient à la culture. Cependant il y a quelques champs, mais presque sans terre végétale, et dont le sol est formé de fragments anguleux d'amphibolithe, attendu que cette roche ne se désagrége pas. Les gros blocs sont généralement anguleux et présentent des parties saillantes qui ont résisté aux agents atmosphériques, parce que l'amphibole s'y trouve en proportion dominante.

Presque toute la masse est composée d'une roche à peu près compacte, d'un vert-noirâtre, et dans laquelle le feldspath et l'amphibole sont intimement mélangés en très-petites lamelles. On y trouve assez fréquemment des parties d'un vert clair et quelquefois grisâtres, composées d'un pétrosilex fusible au chalu-

meau. Elles se présentent le plus ordinairement sous forme de veinules irrégulières, mais quelquefois aussi en petits nœuds d'environ 0m,01 de diamètre, au centre desquels se trouve du feldspath blanc, lamellaire, très-facilement fusible au chalumeau. Il y a aussi des veinules de quartz blanc-grisâtre ou un peu rougeâtre, et tout à fait infusible.

Sur le versant ouest de la montagne, à environ 500 mètres de distance horizontale E. 20° N. de Poyabadoux, et 80 mètres au-dessus de ce hameau, l'amphibolithe présente des parties notablement altérées, très-chargées de feldspath blanc, dans lesquelles j'ai reconnu quelques grains de sphène très-petits, mais cependant suffisants pour obtenir au chalumeau les réactions caractéristiques. En avançant plus à l'ouest, on trouve le granite. Je n'ai pas observé dans cette localité le contact des deux formations.

Au pied du versant est, sur le chemin du hameau l'Hiver, à la carrière de calcaire oolithique qui se trouve à l'est, on remarque des parties schistoïdes d'un vert quelquefois un peu jaunâtre et quelquefois noirâtre, mais leur stratification n'est pas bien distincte. En suivant le chemin de Saint-Lager à Odenas, on rencontre des espèces de bancs schisteux de 0m,05 à 0m,10 d'épaisseur alternant avec des parties compactes de 0m,25 de puissance. Ces masses renferment quelques nids ou veinules de quartz quelquefois gris rougeâtre, presque hyalin, mais le plus ordinairement compacte, à cassure conchoïde, blanchâtre ou d'un vert presque noir. Dans ces dernières, j'ai remarqué quelques parties d'un jaune verdâtre, facilement fusibles au chalumeau, et qui paraissent fortement chargées d'épidote. Ces masses schisteuses modifiées me paraissent appartenir au terrain de transition. Elles sont analogues à celles qui se

trouvent dans la vallée du Sallerin, au nord-est du village de Salles et dans plusieurs autres localités. Cependant, nulle part je n'y ai rencontré de fossiles.

Montagne de Villié.

La montagne qui se trouve au sud de Villié, entre ce bourg et la petite rivière la Morsille, présente une forme ellipsoïdale. Sa longueur du nord au sud est de 1.400 mètres; sa largeur de l'est à l'ouest de 1.000 mètres, avec une hauteur d'environ 30 mètres au-dessus du sol environnant, soit une altitude maximum de 250 mètres au-dessus de la mer. Elle est couverte de vignes; mais on trouve partout, sur le sol, de nombreux débris et même de gros blocs de roche amphibolique, arrachés lors du défonçage du terrain. Sa partie nord est composée de granite; c'est pourquoi la limite de l'amphibolithe est une courbe qui diffère notablement d'une ellipse. Cette disposition indique que la masse éruptive en surgissant a relevé le granite au nord, tandis qu'elle a coupé à peu près verticalement les autres parties. Le granite ainsi relevé est associé à une pegmatite grenue dont le feldspath est un peu rubéfié et le mica verdâtre. Il a une texture porphyroïde; il se compose : 1° de gros cristaux d'orthose rose fauve; 2° d'un feldspath du sixième système notablement altéré, blanc verdâtre ou rose rouge, avec une cassure cireuse et même quelquefois blanchâtre et kaolinique; 3° de mica vert; 4° de quartz grisâtre. Ce granite diffère notablement de celui qui se montre à une certaine distance au nord, à l'est et au sud : celui-ci est un granite gris, généralement à grains fins.

Dans la partie nord de la montagne, l'amphibolithe se mélange avec le granite. Dans le hameau de Morgon-Haut on remarque des masses importantes de granite, de pegmatite grenue et d'eurite micacée altérée engagées dans l'amphibolithe. Sur le chemin de Morgon-

Bas à Villié, au quart de la distance à partir de ce bourg, on reconnaît bien distinctement que, à la limite des formations, l'amphibolithe est injectée en masses irrégulières dans le granite. Celui-ci est fortement altéré, sans doute parce qu'il a été fendillé lors de l'apparition de la masse éruptive.

L'amphibolithe de la montagne de Villié ressemble tout à fait à celle de Saint-Lager. Le plus ordinairement elle a une texture presque compacte et une couleur vert noir. Elle renferme souvent des veinules de pétrosilex d'un vert clair, quelquefois un peu jaunâtre, et plus ou moins fusible au chalumeau. Ce pétrosilex se kaolinise et devient blanc à la surface lorsqu'il est exposé à l'air. Il se montre en assez grande quantité au bas du versant est de la montagne, près du hameau du Pis. On en trouve aussi au sommet même. Dans cette dernière localité, il est quelquefois gris clair presque blanc. Il fond alors très-facilement. Dans la partie nord de la montagne, au voisinage du granite, l'amphibolithe est mélangée de quartz blanc presque hyalin. Ce fait n'est pas extraordinaire, puisque, non loin de là, ce quartz constitue un filon important encaissé dans le granite et la pegmatite grenue. Dans cette localité l'amphibolithe est quelquefois très-chargée de feldspath blanc, comme cela a lieu sur le versant ouest de la montagne de Saint-Lager. On y remarque aussi quelques parties ocreuses provenant de l'altération de la pyrite. En plusieurs points de la montagne, et notamment aux environs de Morgon-Haut, l'amphibolithe renferme du feldspath rougeâtre, mais qui paraît provenir du granite encaissant.

Dans la partie inférieure de ce hameau, on trouve, engagées dans l'amphibolithe, des masses d'une roche altérée qui, vue d'une certaine distance, a une cou-

leur ocreuse à la fois rougeâtre et verdâtre, et ressemble à une eurite micacée, variété tigrée. Elle renferme effectivement une multitude de très-petites paillettes de mica verdâtres réunies par une pâte grenue et rougeâtre. Sur le chemin qui conduit à Morgon-Bas on rencontre des masses analogues, mais dont la texture schisteuse est plus prononcée. Elles présentent non pas seulement de petites taches de couleur plus foncée, mais de petits nœuds d'une matière brune indéterminable.

Au pied du versant sud de la montagne, sur le chemin de Morgon-Bas à Villié, près du hameau du Pis, on trouve des schistes argileux à grains très-fins, d'un gris foncé, présentant de nombreux points noirs qui paraissent être des macles imparfaites. Le mica, s'il existe, s'y trouve en paillettes tellement petites, qu'on ne peut pas les distinguer à la loupe. Ces schistes sont traversés par des fentes dirigées à peu près N. 60° O., et perpendiculairement, auxquelles ils se divisent, mais irrégulièrement. Quelques-unes des fissures sont remplies de quartz. Ces schistes appartiennent probablement au terrain de transition. Il y a lieu de croire que les deux dernières masses précitées en sont des modifications et des altérations. Toutes paraissent avoir été ramenées au jour par la roche éruptive.

Environs de Saint-Amour et de Saint-Vérand.

Le village de Saint-Amour est situé au sommet d'une côte arrondie dont l'altitude est de plus de 300 mètres. Le terrain tertiaire s'élève à l'est presque jusqu'aux maisons. Le granite se montre sur les versants sud-ouest et nord-ouest. Près du village, au sommet même de la côte, sur le chemin de Saint-Vérand, on trouve l'amphibolithe. Son tissu est serré; néanmoins les deux minéraux sont discernables à la loupe. L'amphibole est vert noirâtre, en petites lamelles, et quelquefois en

espèces de petites aiguilles. Le feldspath est en très-petites lamelles, ordinairement blanc, cependant quelquefois coloré en rouge dans les fissures. L'ensemble de la roche est d'un vert foncé avec enduit kaolinique blanchâtre et ocreux dans les fentes. Quelques fissures très-serrées ont leurs parois enduites d'oxyde de fer rouge. Un peu plus loin on rencontre, dans l'amphibolithe, des masses rougeâtres feldspathiques et quartzeuses, difficilement fusibles au chalumeau, et ensuite une roche schistoïde, altérée, ocreuse et rougeâtre, qui paraît dépendre de l'amphibolithe. Cette roche se retrouve lorsqu'on monte la côte de Saint-Vérand. A l'ouest de Chanes, sur le grand chemin de Leynes, dans le fond de la vallée et sur les deux versants, on rencontre également l'amphibolithe. Ses éléments sont bien distincts et lamelleux. L'amphibole est d'un vert foncé, mais pas noir. Le feldspath se présente assez souvent en petits rectangles allongés avec les stries caractéristiques du sixième système. Il est ordinairement blanc verdâtre. Dans le voisinage des fissures il a quelquefois une couleur rouge qui va en s'affaiblissant de l'extérieur à l'intérieur. Dans cet état il a perdu sa structure lamelleuse et présente une cassure cireuse.

En suivant le grand chemin et remontant vers Leynes, lorsqu'on est arrivé à 500 mètres de distance de l'embranchement de Saint-Amour, on remarque, dans le talus nord, que l'amphibolithe altérée, avec feldspath blanchâtre, se termine brusquement à une masse de granite lui-même fortement altérée, et qui ne se montre que sur environ 30 mètres de longueur. On retrouve ensuite l'amphibolithe altérée renfermant de nombreux blocs de roche feldspathique compacte ou pétrosilex. Avant le village de Leynes on retrouve le granite altéré, souvent réduit en arène ; son feldspath

est en partie kaolinique et blanc et en partie rosé lamelleux. Ce dernier est de l'orthose en cristaux imparfaits et brisés. L'amphibolithe elle-même, en se décomposant, produit une espèce d'arène dont la couleur varie du blanc au rouge et au vert. Les couleurs blanches et rouges sont celles du feldspath plus ou moins altéré; la couleur verte est celle de l'amphibole qui s'altère difficilement. Lorsque ce minéral domine et se trouve en très-petits éléments, la roche décomposée présente l'apparence d'une argile verdâtre et grenue.

Massif à l'ouest de la Roche, commune de Saint-Julien.

Ce massif ne se fait pas remarquer par son relief à la surface du sol; la terre végétale empêche d'en reconnaître exactement les limites; mais on peut l'observer dans les fossés des chemins. Il se montre sur le versant droit de la vallée de Marverand, engagé dans le gneiss associé à du granite. Sa longueur de l'est à l'ouest est de 200 à 300 mètres. Il commence à environ 130 mètres à l'ouest du hameau de la Roche. Dans sa partie est il se compose d'une roche schistoïde verdâtre dont les strates paraissent dirigées N.-E. ou N. 70° E., et dont les fissures sont souvent enduites d'une mince couche d'oxyde noir de manganèse. En plusieurs points, et surtout vers le centre de la masse, on remarque des parties à structure granitoïde ou gneissique sans quartz, composées de feldspath blanchâtre notablement altéré et d'amphibole lamelleuse d'un vert foncé, fusible en émail noir et présentant des indices notables des deux clivages caractérisques de ce minéral. A environ 250 mètres à l'ouest du hameau de la Roche, dans un chemin qui longe et traverse un petit ravin, on remarque une masse granitoïde d'environ 30 mètres de puissance qui paraît allongée dans le sens du nord au sud, et de part et d'autre de laquelle la roche schistoïde verdâtre est coupée nettement. Cette masse est

trop altérée pour que je puisse assurer que ce n'es pas du porphyre granitoïde, comme on en remarque dans le voisinage. La roche verdâtre schistoïde pourrait bien n'être que du schiste ancien métamorphique; mais les parties à structure granitoïde ou gneissique, composées de feldspath avec amphibole sans quartz, constituent une roche analogue à celle des montagnes que j'ai décrites précédemment.

Masses situées à la limite des terrains cristallisés et des porphyres.

Observation préliminaire. Je n'ai pas suivi d'une manière continue la limite des terrains cristallisés et des porphyres sur le versant de la Saône, entre Mâcon et Villefranche. Ce travail, qui eût été considérable à raison des accidents du sol, ne se rattachait pas à l'objet immédiat de mes études; mais j'ai traversé cette limite dans plusieurs localités. Je vais indiquer les masses d'amphibolithes que j'y ai reconnues. Il en existe certainement encore d'autres très-importantes. Les nombreux blocs roulés que j'ai trouvés entre Pruzilly et Vaux-Renard, notamment aux environs de Jullié et d'Émeringes, attestent que les montagnes situées à l'ouest de ces localités en sont formées en partie. J'ai également rencontré, au sud du village de Salles, quelques blocs de cette roche qui montrent que d'autres massifs existent au nord de celui que j'ai indiqué à l'ouest de Montmelas.

Montagne au sud-est de Pruzilly. Lorsqu'on suit le chemin de Leynes à Pruzilly, on trouve, à la jonction du ruisseau de Préty avec celui qui descend de Pruzilly même, un granite désagrégé que l'on exploite pour sable. On rencontre ensuite un porphyre composé d'une pâte grenue rougeâtre avec cristaux d'orthose rose lamelleux, grains de quartz hyalin et paillettes de mica vert; puis des roches schis-

teuses, et enfin une amphibolithe dont la texture cristalline est bien développée. Le feldspath et l'amphibole sont quelquefois séparés, en masses lamelleuses. Dans l'un des échantillons que j'ai recueillis, l'amphibole présente même des faces bien nettes, faisant entre elles un angle, que je n'ai pas mesuré exactement, mais qui est d'environ 124°. En approchant du village on retrouve des roches schisteuses. Dans sa partie haute, un porphyre composé d'une pâte gris-noir, avec lamelles de feldspath blanc, grains de quartz hyalin, et quelques parties vertes qui paraissent être de l'amphibole. Aux dernières maisons, sur le chemin de Leynes, on retrouve un schiste noir modifié, mais qui paraît appartenir au terrain de transition. Environ à moitié chemin du hameau des Ravinets le granite se montre de nouveau.

La montagne située au sud-est de Pruzilly est en partie recouverte par un plateau de marnes irisées et de grès arkose fortement incliné vers le sud-est qui s'étend jusqu'au point culminant, à l'altitude de 491 mètres; mais la masse principale est composée d'amphibolithe. La partie voisine du village ne présente pas souvent une texture cristalline aussi prononcée que celle indiquée précédemment; cependant ses éléments sont souvent distincts et reconnaissables.

Dans les environs de Juliénas la roche bien caractérisée se fait remarquer par la facilité avec laquelle elle se décompose comme celle qui se trouve à l'ouest de Chanes. On peut l'observer dans une excavation de 4 à 6 mètres de hauteur, ouverte près du château, à environ 500 mètres au nord-ouest du village. La partie ouest de cette excavation se trouve dans un granite très-fortement altéré, à grains généralement fins, dans lequel le feldspath de la pâte est réduit à l'état de kao-

lin, mais dont les cristaux d'orthose ont souvent une longueur de 0^{m},05, sont encore lamelleux et d'un rose fauve. Ce granite renferme un filon d'eurite fortement altérée, jaunâtre dans son ensemble et composée d'une pâte feldspathique rosée avec paillettes de mica bronzé ou argentin. Ce filon est à peu près vertical et puissant de 0^{m},80. La partie est de l'excavation se trouve dans une amphibolithe d'un vert noirâtre à grains serrés, presque compacte, quelquefois un peu schistoïde, quelquefois fortement altérée et réduite en une espèce de terre verdâtre. Elle renferme des masses irrégulières de quartz quelquefois blanchâtre, grenu et presque hyalin, mais plus souvent compacte, à cassure conchoïde, coloré en vert jaunâtre clair par de l'épidote et fusible au chalumeau. Dans le voisinage du granite il y a des masses irrégulières d'une roche compacte, à cassure un peu esquilleuse, d'un rose fauve ou gris rougeâtre, fusible au chalumeau, quoique difficilement, et qui paraît être composé de feldspath intimement mélangé de quartz. On y remarque d'assez nombreuses veinules de quartz vert jaunâtre pénétré d'épidote.

Le chemin qui va du château de Juliénas vers le hameau de Bessay est ouvert dans une amphibolithe quelquefois bien résistante, d'un vert foncé, presque compacte, mais aussi quelquefois fortement altérée, se réduisant en une espèce de terre verdâtre ou en un kaolin blanc avec taches ou veinules vertes, suivant que l'amphibole est plus ou moins abondante. Lorsque l'altération est plus avancée, l'amphibole elle-même est décomposée, et la roche prend un aspect ocreux ou rougeâtre. Quelquefois elle a, en même temps, la texture schistoïde que les masses d'amphibolithes affectent presque toujours à leur périphérie. Telle me paraît être l'origine de cette roche altérée, schisteuse, ocreuse

et rougeâtre que l'on rencontre au-dessus des amphibolithes bien caractérisées. Plus haut, en approchant du sommet, on trouve une roche schistoïde, cellulaire, d'une couleur bigarrée, blanchâtre ou rougeâtre, et présentant des veinules verdâtres ; elle ne fait pas effervescence avec les acides à froid, mais elle renferme une proportion notable de chaux qu'on peut extraire par l'acide chlorhydrique bouillant. Elle passe à un grès arkose blanchâtre et rougeâtre, composé de grains de feldspath rosé plus ou moins altéré et de grains de quartz hyalin, généralement petits, mais fortement agglutinés et présentant des veinules ou des géodes de quartz également hyalin. Ces couches métamorphiques appartiennent au terrain des marnes irisées. Dans cette partie de la montagne les fissures de l'amphibolithe altérée sont quelquefois enduites d'un peu de cuivre carbonaté vert ou oxydé noir, provenant bien probablement de pyrite cuivreuse altérée.

Montagne des Allogriers.

De toutes les masses d'amphibolithe qui se trouvent entre les porphyres et les terrains cristallisés, la plus importante me paraît être celle qui constitue la montagne des Allogriers, située entre les villages d'Avenas et de Vaux-Renard et les deux montagnes porphyriques d'Avenas et des Éguillettes. Elle est allongée suivant une ligne dirigée vers le N. 27° E., tandis que la ligne qui unit les deux montagnes de Saint-Lager et de Villié est dirigée N. 15° E. Son point culminant s'élève à 806 mètres au-dessus de la mer. L'amphibolithe ne paraît pas au-dessous du niveau de 650 mètres, du moins jusqu'à la latitude de Vaux-Renard; je ne l'ai pas suivie au-delà. Elle est entourée par le porphyre à l'ouest et par le granite à l'est. Sa partie supérieure n'est pas recouverte. Sa forme est arrondie au sommet et sur le versant d'Avenas. Au sommet, elle constitue une pe-

louse couverte de gazon et présente seulement à la surface quelques blocs anguleux qui n'empêchent pas de la parcourir. Sur le versant de Vaux-Renard, il y a plusieurs escarpements infranchissables et résultant probablement de la dénudation du granite qui y était accolé.

Sur cette montagne, la roche résiste bien aux agents atmosphériques. Elle ne se désagrége pas comme aux environs de Juliénas et de Chanes. Elle se compose de feldspath blanc lamellaire et d'amphibole lamelleuse d'un vert-foncé. Quelquefois les deux minéraux sont intimement mélangés, mais quelquefois ils sont séparés, et on peut en faire un triage de manière à se procurer chacun d'eux à l'état de pureté. Dans les blocs épars sur la montagne, le feldspath ne se rubéfie pas, mais s'altère un peu à la surface. La pluie et le vent entraînent la majeure partie de la petite couche kaolinique : il n'en reste qu'une pellicule mince et blanche au-dessus de laquelle les lamelles d'amphibole restent en saillie.

Près de la limite du porphyre, sur le chemin de Mont-Goury à Vaux-Renard, on remarque des blocs d'un pétrosilex dont la surface est kaolinisée et blanchâtre, mais qui, à l'intérieur, est parfaitement conservée, compacte, de couleur bigarrée variant du vert foncé, presque noir ou brun rouge. On y remarque de très-petits grains de pyrite. On y trouve aussi quelques parties d'un vert-jaunâtre, cristallines, se fondant et se tuméfiant assez facilement en une masse noirâtre au chalumeau. Elles me paraissent être de l'épidote, mais elles sont trop peu développées pour que j'aie pu en déterminer exactement la nature. Le porphyre du voisinage est composé d'une pâte compacte grise avec lamelle d'orthose blanc ou rosé, grains de quartz hyalin, paillettes de mica noirâtre. Il renferme quelques parties verdâtres qui

sont probablement pénétrés d'amphibole. Les fissures sont aussi quelquefois tapissées d'une matière lamellaire d'un jaune verdâtre, semblable à celle que je viens d'indiquer.

Masse au-dessus de Montermier.

La montagne d'Avenas est formée d'un porphyre gris semblable à celui des environs du Mont-Goury. Sur son versant sud-est, on retrouve du pétrosilex gris ou brun, présentant des veinules ou desparties verdâtres qui rappellent l'amphibolithe. Cette roche, bien caractérisée, se montre en masse importante qui s'élève au-dessus du granite porphyroïde de Montermier, commune de Lantigné. Elle résiste bien à la décomposition. L'amphibole et le feldspath sont, en général, intimement mélangés. Je n'ai pas suivi le contour de cette masse.

Montagne du Télégraphe de Saint-Bonnet

L'amphibolithe constitue une partie de la montagne du télégraphe de Saint-Bonnet, près Montmelas, à l'ouest du gîte de manganèse des Espagnes, et à 10 kilomètres environ O. 20° N. de Villefranche. Je ne l'ai pas étudiée spécialement, mais cependant je crois devoir en dire quelques mots. Le télégraphe est à 680 mètres au-dessus de la mer. Le village où se trouve l'église est désigné sur la carte par le nom de Saint-Sorlin, mais on l'appelle communément Saint-Bonnet. Il est d'environ 100 mètres plus bas que le télégraphe. Près de ce village, le chemin est empierré, en partie, avec de l'amphibolithe que l'on rencontre en blocs roulés et qui est tout à fait semblable à celle des montagnes de Saint-Lager et des Allogriers. Près de Saint-Sorlin, au sud-est du télégraphe, on voit un lambeau de marnes irisées appuyé sur du gneiss verdâtre amphibolique redressé contre la montagne. En suivant le chemin à peu près horizontal qui se dirige vers le nord-ouest et laissant le télégraphe à gauche, on rencontre également un gneiss verdâtre, composé de feldspath

blanc lamellaire présentant souvent les stries caractéristiques du sixième système ; de quartz hyalin blanc, transparent ; de mica argentin et d'amphibole lamelleuse d'un vert foncé. Ce gneiss est traversé par des masses d'amphibolithe à petits grains très-serrés, mais bien reconnaissable, avec quelques veinules ou petits nids d'une matière cristalline d'un jaune verdâtre qui paraît être de l'épidote, comme celle que j'ai déjà signalée dans plusieurs localités. Lorsqu'on arrive à l'est un peu nord de Saint-Cyr-le-Chatoux, le chemin nouvellement tracé se divise en deux branches, dont l'une tourne à gauche vers ce village et l'autre à droite vers celui de Salles, à l'altitude d'environ 630 mètres. Ce chemin est entaillé dans un mélange de porphyre quartzifère et d'amphibolithe compacte avec veinules ou nodules d'épidote et passant à un pétrosilex brun noirâtre ou brun rougeâtre, semblable à celui que j'ai indiqué à la jonction de la montagne amphibolique des Allogriers et de celle porphyrique du Mont-Goury, près Avenas.

Observation sur l'âge et la direction des masses.

Je n'ai pas reconnu d'une manière précise l'époque à laquelle ont surgi les masses d'amphibolithe que je viens d'indiquer, j'ai seulement constaté que cette roche a modifié les marnes irisées au nord de Juliénas : sa position entre les porphyres quartzifères et les terrains cristallisés, ou dans le voisinage de la grande faille qui sépare ces derniers des calcaires jurassiques, me paraît montrer qu'elle est postérieure au porphyre quartzifère, et qu'elle est sortie, au moins en partie, par des cassures antérieures à son apparition et produites par ce porphyre.

Les trois montagnes de Saint-Lager, de Villié et du nord de Juliénas ou du sud-est de Pruzilly, se trouvent sur une ligne dirigée N. 15° E., mais rien n'indique que

ce soit la direction du soulèvement auquel la roche se rapporte. Pour connaître cette direction, il faudrait déterminer la position de toutes les masses qui existent dans la localité : mes explorations ont été trop restreintes pour que je puisse penser les avoir rencontrées toutes, je n'ai d'ailleurs pas étudié entièrement les contours de toutes celles que j'ai reconnues. Cette roche ne renferme que des traces de pyrite cuivreuse, mais son apparition n'est peut-être pas étrangère aux cassures dans lesquelles se trouvent les filons de Chessy et de Saimbel (Rhône).

NOTE

SUR LA FORMATION LACUSTRE DES ENVIRONS D'ALAIS.

Par M. PARRAN, ingénieur des mines.

Le but de cette note est de donner une description succincte de la *formation lacustre* d'Alais, et d'indiquer les différentes assises qu'on y remarque. Cette formation lacustre et celle du midi de la France dont elle fait partie présentent un vif intérêt : d'une part, elles ont donné lieu à une discussion qui touche aux principes essentiels de la science et qui n'est pas complétement élucidée ; de l'autre, elles ont inauguré dans la série géologique un ordre de faits nouveau, celui des atterrissements des *lagunes* opérés sur une vaste échelle. Ce phénomène, dont l'homme est témoin aujourd'hui, qu'il a dû souvent combattre, ou dont il a su profiter, forme un des traits les plus saillants de la période tertiaire.

Aspect général de la formation lacustre d'Alais. La plaine lacustre d'Alais est loin d'être unie ; elle a subi des érosions et des dislocations qui lui ont imprimé un aspect très-accidenté, en la ravinant et en façonnant un grand nombre de petites collines. Bordée sur toute la lisière nord-ouest par une ceinture de montagnes secondaires et paléozoïques dont les strates s'appuient sur les massifs talqueux des Cévennes, elle repose au nord, à l'est et au sud, sur des assises marneuses néocomiennes à pentes douces, ou vient buter contre les falaises abruptes des brèches et calcaires marborescents à *caprotina ammonia*. De nombreux îlots

de ce même calcaire surgissent çà et là au milieu de l'ancien lac, comme pour dévoiler la nature du sous-sol. Ces éminences frappent l'œil de l'observateur par leurs abords escarpés, leurs bancs de roches blanches et compactes, leurs bouquets touffus de chênes verts qui se plaisent sur ce sol rocailleux et en cachent l'aridité.

C'est seulement auprès de la ville d'Alais ou vers les rives du Gardon que ces inégalités s'affaiblissent ou disparaissent sous les alluvions modernes. La teinte verte et l'aspect riant de la *prairie* forment un agréable contraste avec les terres grises, jaunes et monotones du terrain lacustre.

Direction des accidents.

Les limites de l'ancien lac et la direction de quelques cours d'eau qui les traversent portent la trace des soulèvements antérieurs à l'époque tertiaire qui ont agi dans cette partie de la France ; mais les couches lacustres elles-mêmes paraissent surtout affectées par une série de failles ou dislocations dirigées à peu près N. 26° E. comme la chaîne des Alpes occidentales, et qui ont amené au jour les épanchements asphaltiques, ainsi que nous l'avons indiqué dans une notice sur l'*asphalte des environs d'Alais.*

Assises de la formation.

Passons maintenant en revue en allant de bas en haut les différentes assises de la formation :

1° A la base nous trouvons des argiles rubigineuses et un conglomérat siliceux (*amella*), dont les cailloux empruntés aux roches préexistantes de la contrée, présentent toutes les grosseurs, et tous les diamètres depuis 1 millimètre jusqu'à 2 et 3 décimètres. Il passe souvent dans la partie supérieure à des grès fins, silicéo-calcaires tendres, et donnant une excellente pierre d'appareil quand elle est homogène.

2° *Bancs épais de calcaires lacustres*, à texture tantôt serrée, tantôt très-lâche, renfermant de petites coquilles

univalves de terre et d'eau douce, *bulimes*, *lymnées*, et fréquemment imprégnés ou enduits d'asphalte. Cette substance s'est épanchée dans ces roches à la suite de certaines crevasses qui se sont produites dans le sous-sol et ont servi de cheminées de distillation. Ces calcaires sont souvent très-durs, très-compactes, et ne sont point alors bitumineux.

3° *Calcaires blancs*, marneux, très-fissiles, renfermant presque toujours un peu d'asphalte et quelquefois du silex. Ils alternent ordinairement avec de petits bancs de lignites.

4° *Grès* ou *molasse calcaire* avec *argiles plastiques grises* et *bleues*. Les grès sont souvent ferrugineux et bitumineux, ils se débitent en plaque mince (pierre de Montheil), qu'on emploie pour les dallages à l'abri de l'humidité. Ces grès renferment de nombreuses empreintes de feuilles appartenant à la famille des *laurinées*.

5° Au-dessus viennent des bancs de marnes et de lignites assez réguliers pour être exploités. Ce combustible est une espèce de jayet, brûlant avec une flamme fuligineuse, une odeur pénétrante et une cendre très-blanche. Il renferme 35 pour 100 de carbone, 59 pour 100 de substances volatiles, et 6 pour 100 de cendres. Il peut servir à la cuisson de la pierre à chaux tendre et au chauffage domestique. Dans les parties marneuses et feuilletées, on remarque de nombreux planorbes dont les tests sont aplatis, brisés et blanchis; des ossements de mammifères y ont été rencontrés par les ouvriers, qui les mirent en pièces, ne leur attribuant aucune valeur. Les bancs de lignites sont recouverts par des calcaires marneux et blancs, où se trouvent de nombreuses *cyclades* à coquille striée.

6° Enfin, les assises les plus récentes de la formation

couronnent quelques-unes des collines tertiaires, et sont composées d'un calcaire blanc, crayeux et d'argiles gypsifères (Saint-Maurice). Dans le calcaire sont intercalées de larges et minces plaquettes de silex résinoïde rappelant le *ménilite* des environs de Paris.

Les débris organisés fossiles abondent dans les dépôts précédents : des *insectes* ont été signalés par M. d'Hombres Firmas à Saint-Hippolyte-de-Caton. Les lymnées, les planorbes, les cyclades se rencontrent partout. M. Paul Gervais a reconnu dans des ossements trouvés au milieu des poudingues et des calcaires lacustres inférieurs : *Palæotherium minus*, *Anthracotherium minimum*, *Pterodon requieni*. Des débris de *rhinocéros* ont été signalés dans ces dernières années. Enfin un *chamærops*, *Chamærops alesiensis* d'Homb.-Firm., et de nombreuses empreintes de *laurinées*, complètent la faune et la flore tertiaires d'Alais. Débris organisés.

Malheureusement, quand on y réfléchit, tous ces faits ne peuvent conduire à une conclusion parfaitement certaine sur l'âge précis de cette formation. La discussion élevée à ce sujet entre les géologues ne pourra définitivement aboutir que lorsque l'étude directe et approfondie des faits remplacera l'esprit de système et de généralisation prématurée. Remarques sur l'âge de la formation

M. Dufrénoy, en embrassant, dans ses travaux sur les terrains tertiaires du Midi, toute l'étendue de la formation lacustre de la Réole à Marseille, a ouvert la seule voie rationnelle pour opérer les rapprochements naturels; et si ses vues ne doivent pas être complétement adoptées dans la suite, la cause doit en être surtout attribuée aux progrès de la paléontologie, dont le savant géologue ne pouvait devancer les conquêtes. Il serait à désirer que des études locales nombreuses et détaillées vinssent remplir le cadre tracé par M. Dufré-

noy. Déjà les descriptions de MM. Coquand, Matheron, Diday, de Roys, Marcel de Serres, de Rouville, Delbos, etc., ont comblé très-heureusement beaucoup de lacunes, et nous ne doutons pas que dans quelques années tous les éléments de la question ne soient parfaitement connus.

Les caractères stratigraphiques et paléontologiques de la formation lacustre du Midi se poursuivent de l'est à l'ouest avec une remarquable uniformité, et semblent indiquer un mode de sédimentation par voie d'atterrissement et d'actions chimiques tout à fait analogue à celui qu'on observe dans les lacs et les lagunes modernes.

A l'extrémité ouest, la *mollasse du Fronsadais* et le *calcaire lacustre* de Saint-Émilion et de Castillon-sur-Dordogne, présentent une analogie frappante avec les dépôts d'Alais, et renferment comme eux des débris de palæotherium. M. Delbos (*Bull. de la Soc. géol.*, 2e série, tome III, p. 403) les place entre le *calcaire à orbitélites*, équivalent du calcaire grossier parisien, et les couches marines à *Ostrea longirostris*, contemporaines de celles de Montmartre. Si les idées de M. Delbos finissent par prévaloir, la mollasse du Fronsadais et le calcaire de Saint-Émilion représenteront dans le sud-ouest le groupe lacustre moyen de Paris, et dès lors les dépôts lacustres d'Alais s'y rattacheront aussi. Ce rapprochement, dit M. d'Archiac, entre la formation d'eau douce de la Gironde et celle de Montmartre, paraît motivé par la présence des gypses et des silex subordonnés à la première, par celle des *Lymnæa longiscata* et *Planorbis rotundatus*, ainsi que par les débris des *Palæotherium magnum*, *minus* et *crassum*.

Pour ce qui concerne le parallélisme entre la mollasse du Fronsadais et celle d'Alais, parallélisme que

personne ne conteste, je crois, on pourrait bien objecter que dans le bassin supérieur de la Garonne, entre Cahors, Castres, Pamiers et Tarbes, les dépôts lacustres existent seuls; qu'ils sont considérés comme *miocènes* par M. Dufrénoy; que les débris de mastodontes paraissent confirmer cette opinion; mais les équivalents de la mollasse du Fronsadais se trouvent certainement compris dans la partie inférieure de ces *énormes* dépôts (1); les débris de palæotherium recueillis en plusieurs points (Moissac, Sansans), paraissent l'indiquer d'ores et déjà.

La formation lacustre d'Alais a été étudiée avec soin dans son prolongement à travers l'Hérault par M. de Rouville (*Desc. géol. des environs de Montpellier*, 1853); elle y présente, avec les mêmes caractères généraux, des débris de *Palæotherium medium* Cuv. et de *Xiphodon gelyense* P. Gerv. M. Marcel de Serres l'a suivie dans l'Aude; il y a signalé le gypse et le lignite dans les environs de Narbonne, ainsi que des ossements de *Palæotherium medium* Cuv.; de l'autre côté du Rhône, elle a été l'objet de monographies et de discussions que tous les géologues connaissent.

Depuis plusieurs années déjà, M. Paul Gervais a reconnu dans les ossements fossiles des dépôts en question les caractères essentiels de la faune palæothérienne de Montmartre. M. Pomel a émis quelques doutes à ce sujet (*Bull.*, 2e série, tome V, p. 18). Les vues du savant professeur de Montpellier sont cependant admises en général. Mais les données paléontologiques actuellement connues suffisent-elles pour trancher la question? On peut en douter en songeant que presque jamais on n'a eu égard à la position exacte de la couche à laquelle

(1) D'Archiac. *Progrès*, etc., tome II, page 710 et suiv.

appartiennent les débris, et que par suite on a pu réunir des assises d'âges différents. La *faune palæothérienne* de Montmartre existe, tout paraît le prouver, dans la formation lacustre du Midi; mais on peut se réserver d'y chercher aussi les équivalents du groupe lacustre supérieur de la Seine.

Les ossements de *mastodontes* rencontrés dans les dépôts du bassin supérieur de la Garonne autorisent pleinement cette réserve et font soupçonner à bon droit l'existence d'une faune mastozoïque que les travaux ultérieurs pourront découvrir. Une autre considération vient se joindre à cet *indice paléontologique.* Il est peu probable que l'atterrissement des lagunes et des lacs, dans le Midi, ait eu pour limite brusque la *ligne de démarcation* (système de la Corse et de la Sardaigne) établie entre le *gypse* et les *marnes marines* de *Montmartre;* qu'il n'ait pas commencé avant ou qu'il se soit arrêté là. Un relevé stratigraphique et paléontologique, fait couche par couche, des dépôts lacustres *du Midi* de la France, montrerait sans doute qu'ils ont commencé à se former avec les premières assises *Éocènes* marines, et qu'ils ont continué jusqu'aux plus récentes sur une échelle moindre. Le phénomène se poursuit de nos jours; nos lagunes méditerranéennes se comblent, tandis qu'un peu plus loin les sables et les grès coquillers se déposent sous les flots de la mer.

ESSAI SUR LA GÉOLOGIE DE NOSSI-BÉ.

Par M. le docteur J.-F. HERLAND, chirurgien de la marine (1).

Pendant un assez long séjour à Nossi-bé, j'ai profité des loisirs que me laissait le service médical de l'établissement français pour parcourir cette île en tous sens, l'étudier sous différents aspects, la décrire telle que je l'ai vue et en dresser la carte topographique, m'attachant à faire connaître les cours d'eau, lacs, marais, cascades, plaines, montagnes, ravins et autres accidents, ainsi que la position des principaux villages sakalaves qui ont existé autrefois ou sont encore habités. (Voir la carte, Pl. V).

J'ai poursuivi en même temps mes études géologiques, et, au moyen de teintes conventionnelles, j'ai indiqué sur cette carte (1) la composition des terrains formant le massif de l'île, selon la description qu'on en trouvera dans ce travail auquel je joins quelques extraits de rapports adressés au commandant particulier de Nossi-bé sur une source d'eau thermale sulfureuse accidentelle découverte à Djabala, près d'*Hellville*.

Topographie de Nossi-Bé.

L'île de Nossi-bé est située près de la côte O. de Madagascar, entre les 13° 11' et 13° 25' latitude S. et entre 45° 53' et 46° 7' de longitude O.; elle a une forme

(1) Voir la *Revue coloniale*, page 429 du 3ᵉ vol. de la 2ᵉ série; page 426 du 6ᵉ vol.; page 420 du 12ᵉ vol.; page 150 du 13ᵉ vol. de la 2ᵉ série, et pages 41 et 509 du vol. d'avril 1856.

irrégulièrement quadrilatère, prolongée au N. par la presqu'île de *Navetch* et au S. par le morne *Loucoubé*. La plus grande longueur de la pointe d'*Ampourach* à la pointe S. de *Loucoubé* est de 22.000 mètres; sa plus grande largeur, d'*Angouroukarani* à *Diamakabo*, est de 15,000 mètres. La superficie de l'île entière comprend à peu près 19,500 hectares.

Montagnes. Le système des montagnes de Nossi-bé forme trois groupes distincts :

1° Celui du centre de l'île; 2° celui de *Navetch* et d'*Ampourach;* 3° celui de *Loucoubé*.

Le premier présente un point culminant d'où partent des chaînes ou mornes secondaires; le sommet s'appelle *Tané-Latsak* (terre tombée) et n'a pas moins de 500 et quelques mètres de hauteur. C'est le point le plus élevé de l'île, après le morne *Loucoubé*. Les principaux cours d'eau viennent y prendre leurs sources. Aux environs de ce sommet se trouvent sept lacs de forme à peu près arrondie, sans communication avec les ruisseaux voisins, et tous situés au fond de cratères d'effondrement : ce sont les *Amparii*.

Le second groupe, celui du nord de l'île, se compose d'une chaîne de montagnes étendue dans la direction N. et S., taillées à pic du côté de l'ouest, s'abaissant moins brusquement du côté de *Navetch*. Cette chaîne est interrompue par une grande coupée où coule le *Djamarango*.

Au troisième groupe appartient le morne *Loucoubé*, piton granitique haut de 600 mètres, découpé de ravines profondes et recouvert d'une magnifique végétation ; c'est le seul point, les gorges exceptées, où l'on ait conservé les bois de haute futaie qui couvraient jadis l'île entière, au dire des Malgaches. Du sommet de *Loucoubé*, on découvre tout Nossi-bé, ainsi que les

îles voisines *Nossi-Fali*, *Nossi-Mitsiou ;* on y a placé la vigie et le mât des signaux.

Entre les monts *Tané-Latsak* et *Loucoubé*, on voit un grand nombre de pitons isolés dont les plus élevés sont : le *Djamanzare* à l'ouest, le morne de *Tallendava* près d'Hell-ville et le *Vourirjki* à l'est. Au pied de ce dernier se trouvent les marais à sangsues dont j'ai parlé dans un précédent rapport.

Les autres mornes les plus remarquables sont : les cratères d'*Angourou Karani*, au nombre de trois, situés sur le plateau incliné qui, de *Sakatia*, s'élève vers *Tané-Latsak ;* puis les cratères d'*Ampomboulava* situés sur le plateau du même nom, à une distance de 3.000 mètres au nord d'Hell-ville. Ces derniers, désignés sous le nom de grand et de petit cratère, sont des *puys* analogues à ceux de l'Auvergne ; sur leurs versants, du côté de l'ouest, on remarque des traces d'anciennes coulées basaltiques s'étendant assez loin dans la plaine d'*Ampomboulava*.

Nossi-bé est arrosé par trois grandes rivières principales et par une foule de ruisseaux et de torrents qui parcourent les innombrables ravines dont le sol de cette île est déchiré. Ces trois rivières principales sont : le *Djabala* à l'ouest, l'*Andrian* et l'*Ankarankéni* à l'est. Cours d'eau.

Le *Djabala* est le plus important par la longueur de son cours et ses nombreux affluents autant que par son voisinage d'Hell-ville et des lieux où se sont établis les nouveaux planteurs. La mer le remonte jusqu'à 3 kilomètres au delà de son embouchure et le rend navigable, en canot, jusqu'à la propriété Pervillé. Sur sa rive gauche, se trouve la source d'eau thermale sulfureuse dont j'ai fait l'analyse et sur laquelle j'aurai occasion de revenir. Ses affluents principaux sont : le *Tourtour* qui descend des mornes de *Tallandava*, le *Sadjoa* qui

s'y jette après avoir parcouru une magnifique plaine, une des plus fertiles et des plus heureusement situées sous le rapport climatérique ; cette plaine, en effet, est entourée de montagnes assez élevées qui la mettent à l'abri des émanations paludéennes, si funestes au voisinage du littoral. Enfin, le troisième affluent est le *Djabala* lui-même, qui prend sa source dans les montagnes de *Tané-Latsak*. Près de son embouchure vient aussi se jeter le ruisseau d'*Androdoate*, remarquable par sa cataracte qui tombe d'une hauteur de 50 mètres, au fond d'une caverne à laquelle fait suite une gorge excessivement étroite.

A partir de la réunion du *Tourtour* au *Sadjoa*, la rivière a un cours assez rapide et un volume d'eau assez considérable pour être détourné et utilement employé comme force motrice pour les usines et sucreries.

Avant de se jeter à la mer, le *Djabala* traverse, comme la plupart des autres rivières de l'île, un marais de palétuviers dont le voisinage est une des plus grandes sources d'insalubrité à Nossi-bé.

L'*Andrian* et l'*Ankarankéli*, d'un cours plus étendu, prennent leurs sources dans les *Tané-Latsak*, près du premier des lacs *Amparii*. Elles ne sont d'abord séparées que par une crête assez étroite. La première de ces rivières se dirige vers le nord, reçoit un affluent qui descend des montagnes de *Navetch* et va se jeter à la mer, au fond de la baie d'*Ampirein*, près de l'îlot *Nossi-Tenrec*. La seconde, l'*Ankarankéli*, se dirige en droite ligne vers l'est, reçoit un ruisseau assez considérable qui descend du mont *Andrian* et se jette à la mer, près de la pointe *Diamakabo*, après avoir traversé une forêt de palétuviers de 3.000 mètres d'étendue.

Les autres cours d'eau les plus importants sont : celui qui se jette près du village d'*Ambalaoncou*, formé par

la réunion du *Tourtourou*, du *Ranou-Wiritch* et du *Ranou-Manara* (en français *eau froide*, parce que ses eaux glaciales descendent du sommet de *Loucoubé*).

Le *Bévoï* et l'*Andampi* se jettent dans la baie d'*Ambatouz-Avavé*; le *Bémarivou* et l'*Ambahi-Vahi*, dans la baie de Facène; l'*Ampangassi* et l'*Ambélou-Kéli* au nord de l'île; le *Bévalavou*, le *Djamarango* et l'*Ancalampo*, dans la baie de *Befotaka*; le *Mananpigou*, près de *Sakatia*; et, enfin, le *Djamanzare*, près du village du même nom.

Quelques-unes des montagnes de Nossi-bé sont creusées à leurs sommets par des cratères d'effondrement, qui ont donné lieu à la formation de lacs de petites dimensions, assez regulièrement circulaires. Ces lacs sont très-profonds à leur partie centrale, en raison de la disposition en entonnoir que présentent ces cratères. Lacs et marais.

Ces lacs ne communiquent nullement entre eux, ni avec les ruisseaux voisins. Leur niveau, différent pour chacun d'eux, change avec la saison; élevé pendant les mois d'hivernage, il s'abaisse de 70 centimètres à 1 mètre pendant la saison sèche.

Ils sont généralement habités par des caïmans de grande taille. Quelques Malgaches prétendent en outre qu'on y rencontre un poisson de forme particulière, mais il m'a été impossible de m'en procurer un seul individu.

On compte, à Nossi-bé, neuf lacs de cette espèce; sept occupent la partie la plus élevée des montagnes du centre de l'île; on les appelle *Ampariou* ou *Amparii*. Les deux autres sont situés au pied des mornes de *Djabala*, près de la plaine d'*Ampomboulava*.

Les marais de Nossi-bé sont de deux espèces, les uns formés par l'eau de la mer, les autres par l'eau douce. Les premiers, très-dangereux à cause des éma-

nations miasmatiques qu'ils dégagent, surtout le soir, occupent l'embouchure de presque tous les ruisseaux. Quelques-uns sont tellement étendus qu'il est impossible de concevoir l'espoir de les dessécher ou de les assainir, tels sont ceux de *Djabala*, d'*Ankarankéli*, de *Facène*, d'*Ampirein*.

Ces marais sont formés d'une vase noire et infecte, recouverte et abandonnée deux fois le jour par l'eau de la mer. De grands palétuviers y croissent activement malgré cette condition particulière.

Quant aux marais d'eau douce, ils sont peu nombreux ; les plus importants, les seuls même qui aient une certaine étendue, sont les marais de *Vouririki*, au nombre de deux, communiquant ensemble ; ils sont situés au pied du morne du même nom, recouverts en grande partie par des nymphéas, des équisétacées, et, sur les bords, par des raffias de haute taille.

Composition géologique.

De même que nous avons pu diviser les montagnes en trois groupes distincts, le sol de Nossi-bé se divise également, sous le rapport de la composition géologique, en trois séries différentes ; chacune de ces séries correspondant parfaitement à une des divisions que nous avons établies pour les montagnes. La première, celle de *Loucoubé*, comprise entre *Ambanourou*, *Tafondrou* et *Ambatouzavavé*, est formée de roches granitiques, de gneiss, de micaschistes, de schiste ardoise, d'argile plastique.

La seconde, celle du nord de l'île comprise entre *Mangarinikiri*, *Navetch*, *Ampourach* et *Béfotaka*, est formée de grès rouge ou jaune, traversés par des filons ou massifs de gneiss et de quartz.

La troisième enfin, celle du centre, essentiellement volcanique, comprenant les trois quarts de l'île, est formée d'épaisses coulées de laves basaltiques et tra-

péennes, recouvertes dans divers endroits par des couches de matières arénacées, de tufs et de rapillis volcaniques.

Cette division est basée sur un grand nombre d'explorations et de recherches dont l'exposé va faire le sujet de cette partie du rapport. On remarquera que c'est surtout l'examen du littoral qui nous a fourni les données les plus précises. Là, en effet, les montagnes abruptes, les falaises taillées à pic et battues par la mer, mettant à découvert les roches qui composent le sol, leur disposition et leur stratification permettaient de les étudier facilement.

1° Série granitique de Loucoubé.

Au S.-E. de l'île s'élève le *Loucoubé*, montagne granitique d'une hauteur d'environ 600 mètres. Ce massif est recouvert d'une couche de terre végétale. Sur ses flancs et à ses pieds, ainsi que dans les ravins dont il est creusé, se voient d'immenses blocs de granit dont quelques-uns n'ont pas moins de 300 mètres cubes, roulés du haut de la montagne et entassés d'une manière pittoresque. Ils forment ici des grottes profondes, là des aqueducs où roulent des ruisseaux d'une eau pure et limpide. Le granit qui les compose est à gros grains de quartz mêlés de larges paillettes de mica, sur un fond de feldspath gris ou légèrement rosé. Au-dessus du granit, on trouve dans plusieurs endroits du gneiss et du micaschiste. Dans les ravines, dans les anfractuosités et sur les flancs de la montagne, s'est déposée une couche assez profonde d'argile plastique jaunâtre ou colorée en rouge par l'hydrate de peroxyde de fer. Cette argile est mise à profit pour la fabrication d'excellentes briques qu'on emploie pour les constructions locales, et qu'on exporte même à Maurice et à la Réunion.

Le cône formé par le massif de *Loucoubé* et des mon-

tagnes qui s'étendent vers *Tafondrou*, est entouré presque en entier d'une zone de schiste bleuâtre, plus ou moins bien stratifiée, et généralement inclinée vers le sommet du *Loucoubé*. centre du soulèvement.

Ainsi, à partir d'*Ambanourou* et longeant la plage jusqu'à la pointe sud, on voit, toutes les fois que les blocs granitiques roulés ne s'y opposent pas, la couche schisteuse bleu-noirâtre, très-dure, mal stratifiée et généralement couverte par les eaux de la mer. Cette roche est traversée de distance en distance par des filons peu profonds de calcaire coquillier de nouvelle formation.

A la pointe sud, le schiste a un aspect particulier : au lieu d'être uniformément noir, il présente une disposition rubanée qui est due à des couches très-minces alternativement blanches et bleuâtres stratifiées régulièrement.

Entre les ruisseaux qui bornent cette pointe à l'est et la rivière qui précède *Tafondrou*, on retrouve le schiste bleuâtre analogue à celui du côté ouest de *Loucoubé;* seulement ici il est presque partout recouvert d'une couche calcaire de 1 mètre à 1^{m},50. Ce calcaire est formé par des coquilles roulées, des débris de coraux et autres animaux à test calcaire, réunis par un ciment de même nature. Toutes ces coquilles appartiennent à des animaux dont les espèces habitent les mers de Madagascar : buccins, cérithes, volutes, turritelles, etc., et démontrent que cette roche est de formation récente. Ce calcaire fournit une chaux excellente et peut utilement être employée pour les constructions.

La petite pointe qui précède *Ambanourou* est très-intéressante sous le rapport des services qu'elle peut rendre pour les travaux d'art; c'est le seul endroit où le schiste ardoisier puisse être exploité.

La discordance par interruption des couches m'a permis de les étudier facilement depuis les plus profondes jusqu'aux plus superficielles.

Ainsi, immédiatement au-dessus du granit et du gneiss, se trouve un schiste dur, noirâtre, non feuilleté, divisé en prismes irréguliers; puis vient une couche de véritable schiste ardoisier de 3 à 4 mètres de profondeur. Les lignes de stratification coupées à angles, par des fissures, ont donné naissance à des prismes quadrilatères semblables entre eux et d'une régularité parfaite, au point qu'on n'aurait qu'à les poser à plat et à les joindre pour avoir un parquet irréprochable. Ces prismes ont 22 centimètres de longueur sur $0^{m},20$ de largeur et $0^{m},05$ d'épaisseur. On pourrait les utiliser pour en faire des trottoirs ou des dalles.

Au-dessus de cette couche, le schiste devient encore moins dur et peut se feuilleter plus facilement. J'ai pu, avec un simple marteau, obtenir une feuille de $1^{m},15$ de long sur $0^{m},70$ de large, en la réduisant à une épaisseur de 2 centimètres à peu près.

Il est probable qu'en creusant le monticule qui borne à l'est la petite rivière du *Tafondrou*, et en employant des ouvriers adroits et munis d'instruments convenables, on obtiendrait d'excellentes ardoises.

Inutile de faire observer combien grande serait cette ressource pour la colonie.

Enfin, au-dessus du schiste, on trouve une épaisse couche d'argile inclinée comme les schistes auxquels elle fait suite, c'est-à-dire vers le sommet du *Loucoubé*. Cette argile est rougeâtre, plastique, à peine mêlée de quelques grains quartzeux, molle dans la partie la plus superficielle; elle devient de plus en plus dure en s'approchant du schiste, au point que les couches les plus profondes sont assez denses, assez résistantes et assez

inaltérables à l'eau, pour pouvoir être employées comme pierres de taille dans les étages supérieurs des maisons.

Quant au plateau sur lequel s'élève le village de *Tafondrou*, il est probablement formé par la même roche, mais je n'ai pu m'en assurer, attendu qu'il est recouvert en entier par une couche de calcaire coquillier.

De *Tafondrou* à *Sambavé*, on retrouve de nouveau la zone de schiste bleuâtre dont les couches sont inclinées est et ouest, c'est-à-dire vers le sommet de *Loucoubé*.

A partir de *Sambavé*, la couche de schiste est interrompue pour laisser passage au massif central granitique qu'on retrouve partout jusqu'au ruisseau d'*Ambalaoncou*.

A la pointe d'*Ambatouzavavé*, le schiste se rencontre cependant à fleur d'eau dans l'espace de quelques centaines de mètres.

A *Ambalaoncou* cesse la série des terrains primitifs et de transition qui constituent le massif de *Loucoubé*, et là commence celle de terrains volcaniques. Le ruisseau *Ranou-Wiritch* sert également de limite entre ces deux formations différentes.

De ces observations nous pouvons tirer les conclusions suivantes : 1° le *Loucoubé* a dû être soulevé après la formation des schistes ardoisiers dont les couches sont inclinées vers le centre du soulèvement ; 2° que ce système est parfaitement limité par la mer à l'est, au sud et à l'ouest, et par le ruisseau de *Ranou-Wiritch* au nord.

3° Que les roches de cette formation peuvent fournir à l'industrie : 1° du schiste applicable aux constructions, comme moellon, comme dalles pour les pavés, ou comme ardoises pour les couvertures ; 2° de l'argile excellente pour les briques, tuiles ou poteries gros-

sières, en prenant les couches les plus superficielles et des pierres de taille pour les étages supérieurs de maisons, en prenant les couches les plus voisines du schiste; 3° du granit pour les constructions qui exigent une grande solidité; 4° enfin de la chaux de bonne qualité par les couches de calcaire de nouvelle formation qu'on rencontre dans toute la partie sud de *Loucoubé*.

2° Série des grès du nord de l'île.

La presqu'île située au nord de Nossi-bé, entre *Mangarinikiri*, *Navetch*, *Ampourach* et *Béfotaka*, constitue une formation particulière bien différente de celle de *Loucoubé*, ainsi que de celle du centre de l'île, auxquelles elle est intermédiaire.

En effet, les couches de grès d'une très-grande épaisseur qui la constituent sont placées au-dessus du granit et du schiste, tandis que les coulées de laves trapéennes et basaltiques, ou les couches de rapillis volcaniques, leur sont superposées partout où on les rencontre ensemble.

Les nombreuses observations que j'ai faites sur toute l'étendue du littoral et à l'intérieur de la presqu'île, le démontrent clairement.

Ainsi on rencontre, à partir de *Mangarinikiri* et de *Mahazandri* jusqu'à *Ambafao*, des coulées trapéennes, des buttes entièrement formées de conglomérats trachytiques et de couches de rapillis. Mais il est facile de s'assurer que ces roches ne s'étendent pas au loin et occupent seulement la base des montagnes qui, de ces divers points, s'élèvent du côté de *Béfotaka*. A peine, en effet, a-t-on fait quelques centaines de pas vers l'intérieur des terres, qu'on voit cesser tout à coup toutes traces de roches volcaniques et commencer le massif des grès. Bien plus, divers points qu'on remarque entre *Calempo* et *Ambafao* sont formés en en-

tier de cette dernière roche, et ce n'est qu'au-dessus des couches les plus superficielles qu'on voit encore paraître quelques blocs de trapp.

Vers le sommet des mornes d'*Ambafao*, dans les anfractuosités et coupées qu'ils circonscrivent, on retrouve des roches analogues à celles de *Loucoubé*, les granits, les gneiss, etc.; j'y ai recueilli, en outre, de magnifiques fragments de quartz hyalin d'une belle cristallisation, des diorites, des siénites et des roches porphyroïdes.

A partir d'*Ambafao*, jusqu'au fond de la baie la plus au nord (embouchure de l'*Ampangassi*), on ne trouve plus la moindre trace de matières volcaniques ou de roches d'origine ignée. En revanche, les grès y sont disposés par couches très-régulièrement stratifiées, de densité et de couleurs différentes. Leur inclinaison est de est à ouest, et dirigée vers une crête virtuelle qui irait dans la direction N.-N.-E. à S.-S.-O.

Les grès les plus communs, ceux qui forment la masse la plus considérable, sont d'un gris jaunâtre, à gros grains de quartz. On rencontre cependant quelques couches moins puissantes d'une couleur rosée et même rouge-sang. — Aussi, là où un grand nombre de couches ont été mises à découvert par la mer, la masse prend un aspect bigarré.

Ces couches de grès sont coupées de distance en distance par des filons d'une roche analogue, mais plus dure, à grains fins et d'une couleur brune.

On trouve en outre dans quelques fissures une argile talqueuse, blanchâtre ou jaune clair, excessivement douce au toucher et se laissant feuilleter très-facilement.

Les divers grès qui composent le plateau de *Navetch* sont de densités très-différentes : les uns très-faciles à

désagréger, les autres au contraire d'une dureté, d'une ténacité extrême.

L'action de la mer sur ces couches de densité variable et sur les filons qui les coupent dans divers sens, a fait de la pointe nord de *Navetch* l'un des endroits les plus curieux et les plus pittoresques qu'on puisse voir.

Ici d'immenses grottes en forme de salles régulières, ornées de corniches très-compliquées et de socles élégants; là des espèces de forteresses naturelles avec créneaux et machicoulis; plus loin, des chambres séparées par des cloisons, partout des plans de murs, des pyramides, des colonnes avec les formes les plus singulières et les plus bizarres.

La série des grès semble de nouveau s'arrêter à la pointe ouest, de la baie de *Navetch*, et faire place aux roches trapéennes; mais on ne tarde pas à reconnaître que cette formation est peu étendue et n'occupe que la partie la plus voisine de la côte.

On peut en dire autant de la partie du littoral comprise entre cette pointe et *Ambodé;* mais à partir de *Djamarango* on retrouve de nouveau, dès le rivage, les roches du plateau de *Navetch*, et ici sur une plus grande échelle.

Les montagnes sont taillées presque à pic et presque dénuées de végétation; aussi est-il facile d'étudier la stratification des diverses couches et d'en mesurer l'épaisseur.

L'ensemble de cette formation a une puissance dont j'étais loin de me douter quand je ne connaissais que le plateau incliné de *Navetch*.

Ainsi les montagnes de *Béfotaka* n'ont pas moins de 250 mètres de hauteur, et cependant elles ne mesurent pas encore toute l'épaisseur de la série des grès.

Les couches les plus élevées et les blocs erratiques que l'on rencontre sur le penchant et au pied de la montagne sont tout à fait semblables à celles de *Navetch*, tandis que les couches inférieures très-dures ont un aspect granitoïde assez analogue aux roches de cristallisation dont on peut supposer qu'elles sont voisines.

Elles ont la même inclinaison est à ouest et la même direction que celles de *Navetch*, auxquelles elles font suite très-probablement.

On cesse de trouver les roches de cette formation à une demi-lieue au sud de *Béfotaka* où cesse la chaîne de montagnes du nord de l'île et où commence le soulèvement central dont il me reste à parler.

La rivière d'*Andrian* m'a semblé être également la limite sud de ce système.

De l'ensemble de ces données et de ces observations on peut tirer les conclusions suivantes :

1° La presqu'île nord de Nossi-Bé comprise entre l'*Andrian* au sud et la mer au nord, à l'est et à *l'ouest*, est formée par de nombreuses et puissantes couches de grès de couleur variant du jaune au rouge ;

2° Ce grès est superposé à des couches de granit, de gneiss et de quartz qui l'ont traversé dans certains endroits ;

3° Les couches trapéennes ainsi que les couches de rapillis et de cendres volcaniques étant partout superposées aux roches de la formation des grès et en stratification discordante avec ces couches, on peut établir que le soulèvement du nord de l'île est antérieur à la formation de la série volcanique du centre ;

4° Toutes les couches étant dirigées à peu près de l'est à l'ouest, on doit supposer que ce soulèvement a eu lieu dans une direction nord et sud ou nord-nord-est et sud-sud-ouest ;

5° Il résulte, en outre, de ces conclusions que le soulèvement qui, d'après les travaux de M. Élie de Beaumont, aurait la plus grande analogie avec celui de *Navetch*, tant sous le rapport des dépôts qui ont précédé le soulèvement que sous celui de la direction, serait celui du nord de l'Angleterre. En effet, ce soulèvement a eu lieu après la formation des grès houillers et avant les terrains pénéens. Il serait dû à l'apparition des roches trapéennes appelées *Toad-stone*.

Or l'analogie est ici frappante : 1° Le soulèvement de *Navetch* est dû à une éruption de roches trapéennes; car ces roches sont immédiatement superposées aux couches les plus superficielles qui aient été redressées; 2° la direction du soulèvement semble à peu près la même que celle du nord de l'Angleterre, c'est-à-dire nord et sud.

Le soulèvement de *Navetch*, comme celui du nord de l'Angleterre, est survenu après la formation des grès qu'on peut également ici rapporter aux grès carbonifères dont ils ont les caractères.

Ces conclusions me firent supposer qu'il ne serait peut-être pas impossible de trouver quelques dépôts de houille, sinon à Nossi-bé, du moins à la grande terre de Madagascar qui, dans sa partie la plus voisine, offre une composition géologique analogue. Je fis part, vers 1851, de ces suppositions et de cette probabilité à plusieurs personnes.

Depuis, les faits sont venus prouver que mes prévisions n'étaient pas exagérées : on m'a assuré que quelques petits dépôts de houille ou d'anthracite ont été trouvés près de la rivière l'Andrian et de *Mangarinikiri*, précisément où commence le système des grès houillers de *Navetch*. On a également découvert des bassins houillers assez considérables du côté de la par-

tie de Madagascar que je considérais, à cette époque, comme appartenant à la série carbonifère.

3° Série volcanique du centre de l'île.

Cette série comprend la presque totalité de Nossi-bé; elle est bornée au nord par l'*Andrian* et les montagnes de *Befotaka*; au sud par le *Ranou-Wiritch* et le *Loucoubé*. Ici on rencontre partout des traces plus ou moins anciennes de l'action volcanique; là où les trapps et les basaltes font défaut, on les voit remplacés par des roches trachytiques et des formations analogues.

Dans quelques endroits cependant on trouve quelques veines de calcaire déjà ancien; elles dénotent qu'une période de calme a permis à la mer de les produire, ainsi que les dépôts de tuf et de rapillis volcaniques qu'on rencontre dans diverses parties de cette formation.

La partie de la côte comprise entre *Ambalaonceu* et le nord de la baie de *Facène* offre partout le même aspect et la même composition. On peut en rapprocher également toutes les collines, ravins et montagnes qui de *Ranou-Wiritch* s'étendent jusqu'à *Amboudivianou*, *Tallandava*, les cratères d'*Ampomboulava*, les mornes de *Vouririki* et les sources du *Bémarivou*.

A la surface et à une profondeur variable, des blocs détachés de roches trapéennes, des rapillis de même nature sont réunis par une terre ocreuse, peu résistante. Dans le creux des ravines, aux sommets dénudés des montagnes, des masses irrégulières de trapp et de phonolite sont mises à découvert. Il en est de même aux pointes avancées de la côte où l'action de la mer a fait disparaître les couches superficielles.

On trouve, en outre, sur le rivage, des blocs d'un conglomérat composé de fragments de matières scoriacées réunis par une pâte poreuse et vitreuse.

Dans toute cette partie de l'île jusqu'à *Béféfiki* il est impossible de reconnaître la moindre trace de stratification ou de véritables coulées; tout le sol a été bouleversé par les catastrophes qui ont donné naissance aux montagnes de cette région.

A la pointe de *Béféfiki* tout change : là commence une vraie coulée basaltique; elle est superposée à un dépôt de rapillis et d'argile régulièrement stratifiés et inclinés de sud-ouest à nord-ouest. Cette coulée a de 15 à 20 mètres d'épaisseur et présente des prismes hexagones, verticaux, très-réguliers. La roche, de couleur noirâtre, est à base de pyroxène et de labrador. La couche basaltique semble avoir la même épaisseur dans toute son étendue et a dû se déposer sur une surface horizontale. Cependant elle est aujourd'hui inclinée comme la couche de rapillis sur laquelle elle s'appuie.

Au-dessus des prismes basaltiques on trouve une couche peu épaisse de matières arénacées et de tuf volcanique, semblable à celles qu'on rencontre dans d'autres parties de l'île dont nous nous occuperons bientôt.

La coulée basaltique à laquelle appartient la pointe de *Béféfiki* se continue dans tout le fond de la baie de *Facène* et se prolonge au-dessous du magnifique plateau qui de *Passimanguinou*, *Tafiambiti* et *Ampirein*, s'élève vers *Tané-Latsak*. On peut suivre la coulée le long de la falaise à pic qui limite la rive gauche de l'*Ambahi-vahi*. Elle suit l'inclinaison de ce plateau et s'élève également vers l'ouest. Toutes les parties mises à nu, par l'action de la mer, font voir que les prismes basaltiques ont partout une régularité peu commune. Ainsi le rocher qui se trouve au milieu de la baie de Facène présente ses colonnes coupées carrément de

manière à former un pavé à gradin. Plus loin, à la pointe d'*Ampirein*, l'extrémité dénudée des colonnes basaltiques forme une vaste plate-forme qui, par sa régularité, ressemble à un pavé en mosaïque.

Au-dessus de cette coulée se trouve un dépôt de même nature que celui qui constitue le plateau d'Hellville. C'est un tuf volcanique, rougeâtre ou rosé, parsemé de grains blancs ou grisâtres, régulièrement stratifié, d'une profondeur considérable ; ce dépôt semble s'étendre jusqu'aux montagnes qui dominent l'*Andrian*. La régularité du plateau de *Tafiambiti*, incliné est et ouest sous un angle de 10° à 12°, est très-remarquable. Dans divers endroits la couche de tuf est coupée par des filons d'argile rougeâtre ; dans d'autres, par une roche calcaire coquillifère, bien différente de celle qu'on rencontre parmi les schistes de *Loucoubé*. Ce calcaire est très-dense, à grains fins, d'un aspect saccharoïde ; on y reconnaît à peine les débris de coquilles, et ce n'est qu'à l'aide d'une loupe qu'on peut voir les tours de spires des planorbes microscopiques dont la masse de cette roche est composée.

Ce qui caractérise surtout cette formation, c'est la présence de nummulites très-bien conservées qu'on ne rencontre dans aucun des calcaires des autres étages. Un autre caractère, non moins important, c'est que cette couche n'est pas submergée comme celle de *Loucoubé* et de plusieurs autres parties de l'île, mais commence bien au-dessus du niveau de la mer et continue à s'étendre en s'élevant comme le plateau dont elle fait partie (1).

---

(1) Il est vraisemblable que le terrain duquel il est question ici n'est pas le terrain nummulitique ; car la note suivante de M. d'Archiac montre qu'on trouve sur les côtes d'Afrique un

Telle est, en résumé, la partie orientale de la formation volcanique. Il me reste maintenant à examiner les particularités de la partie occidentale et centrale de cette formation.

D'une manière générale, toute cette partie présente à sa surface une couche de matières arénacées, mêlées dans quelques endroits de rapillis disposés par couches régulièrement stratifiées ; cependant elles sont quelquefois traversées par la formation trapéenne et trachytique que nous avons signalée entre *Ambalaoncou*, *Vouririki* et *Facène*. C'est surtout aux environs des anciens cratères d'éruption que cette dernière disposition se présente ; ainsi elle s'observe aux environs des trois cratères d'*Angourou Karani*, auprès de ceux

---

calcaire bien plus récent dans lequel il y a des fossiles ressemblant beaucoup à des nummulites.

« Une roche de la côte de Mozambique que M. le docteur » Bianconi de Bologne m'a envoyée y il a quelques années et qui » avait été rapportée tout récemment de ce pays par un voya» geur naturaliste, m'a offert les caractères suivants :

» Calcaire grossier, gris blanchâtre, peu solide, souvent » même friable, composé de petits grains de calcaire spathique » et surtout de corps organisés lenticulaires, presque toujours » aussi spathiques, ayant la plus grande analogie, quant à leurs » dimensions, à leurs formes et à leur aspect extérieur, avec » la *Nummulites garansensis* Leym. (d'Arch. *monog. des num*» *mulites*, Pl. III, *fig.* 6, 7), mais ne présentant point à l'intérieur » les caractères des Nummulites, c'est-à-dire une spire cloi» sonnée, simple, continue, dont les loges sont enroulées dans » un même plan. Ici les loges sont disposées comme dans les Or» bitoïdes, ou empilées les unes sur les autres de chaque côté » du plan médian, et séparées par des cloisons perpendicu» laires ou inclinées sur ce plan. C'est donc une véritable Orbi» toïde, quoique dans la coupe transverse on puisse prendre » encore ces dernières cloisons pour les grands canaux d'une » *Nummulites garansensis*. Cette roche est d'une formation » tertiaire sans doute peu ancienne, mais il y aurait de la » présomption à vouloir fixer son âge avec ces seuls carac» tères. »

d'*Ampomboulava*, *Saroust-Ranou*, au *Sadjoa*, et enfin partout où se montrent des montagnes isolées un peu élevées : *Djamanzare*, *Andavakòntoukou*, les environs d'*Andilan*, etc.

On peut étudier la succession des couches de cette formation en examinant les parties qui ont été battues par la mer à *Angouroukarani*, à *Ansatrakoulou* et à la pointe d'*Ambatou-Lonoka*. Les cratères des *Amparii*, où de nombreuses couches ont été mises à nu par l'éboulement qui a donné naissance à ces cratères, peut également servir pour l'étude de ce terrain; mais nulle part la disposition des couches n'est aussi évidente qu'à *Ambatou-Lonoka*. On voit dans ces divers endroits que les étages de rapillis et de tuf ne sont pas identiques. A une couche de 1 à 2 décimètres de matières arénacées, de sable assez fin, en succède une autre formée de gros fragments de roches trachytiques et de rapillis de grandes dimensions; puis la couche arénacée la recouvre de nouveau, et ainsi de suite, alternativement, jusqu'à une profondeur de 40 à 50 mètres.

Cette alternance régulière fait supposer que ces couches, qui ont dû se déposer horizontalement, sont le résultat de l'action des eaux sur les parties déjà soulevées. L'abondance des eaux pendant une saison de l'année, la rapidité des torrents devaient entraîner du haut des montagnes des fragments assez considérables de trapp, de basaltes, etc., tandis que, durant la saison sèche, les cours d'eau moins rapides n'entraînent que les parties qu'ils déposaient sous forme de vase et de matières arénacées. Si cela était démontré, on pourrait en quelque sorte calculer le nombre d'années depuis lequel cette formation a commencé à se produire.

Toutes ces couches sont aujourd'hui redressées dans

différentes directions, mais d'une manière générale vers *Tané-Latsak*, centre du dernier soulèvement.

Ce qui frappe le plus dans toute la série des terrains volcaniques, c'est l'existence d'un grand nombre de montagnes creusées de cratères plus ou moins profonds et plus ou moins réguliers.

Ces nombreux cratères sont de deux espèces appartenant à des formations et à des causes différentes.

Les premiers sont les cratères d'éruption creusés au sommet ou sur les flancs de buttes de forme conique, presque toujours isolées, ou du moins ne semblant pas faire suite aux autres chaînes de montagnes. Aux environs de ces volcans on trouve encore les traces de coulées basaltiques s'étendant quelquefois au loin. Jamais les cratères de cette espèce ne sont convertis en lacs; c'est tout au plus si pendant la saison des grandes pluies les pieds des arbres ou des arbrisseaux qui y croissent sont recouverts d'une couche d'eau peu profonde. A cette espèce se rattachent les cratères d'*Ampomboulava*, d'*Angouroukarani*, de *Saroust-Ranou*, de *Sadjoa*, les pitons de *Djamanzare* et de *Vouririki*, qui sont d'anciens volcans probablement.

Les seconds, ou cratères de soulèvement, d'effondrement ou d'éboulement, sont creusés tantôt au sommet des montagnes, comme quelques-uns des lacs d'*Amparii*, tantôt à leurs pieds, comme ceux de *Djabala*.

Ces cratères sont partout convertis en lacs; leur fond argileux, imperméable, permet aux eaux de pluie de s'y amasser et d'acquérir une profondeur très-considérable surtout vers le centre. Toutes les montagnes qui présentent de pareils cratères sont celles où dominent les couches de matières arénacées et argileuses.

Lors du soulèvement, ces couches en s'éboulant ont

nécessairement donné lieu à la formation de ces énormes excavations.

Il semble que les Malgaches eux-mêmes se soient rendu compte de ce phénomène, en appelant *Tané-Latsak* les montagnes où se rencontre la plus grande partie de ces lacs; *Tané-Latsak*, en malgache, veut dire *terre tombée.*

Il existe en outre, près des *Amparii*, un faux cratère, dont l'aspect est la preuve la plus évidente de ce mode de formation. Là, en effet, le sommet du morne s'est affaissé sans se déformer, et s'est enfoncé de quelques 60 ou 80 mètres au-dessous de son premier niveau, donnant ainsi naissance à un piton placé au fond du cratère.

Les couches superficielles de ce monticule sont évidemment la continuation de celles du pourtour de l'excavation. C'est là le véritable *Tané-Latsak* des Malgaches, *la montagne tombée dans un trou*, comme ils le disent dans leur langage pittoresque.

Les conclusions que nous pouvons tirer de ces observations et d'une foule d'autres qu'il eût été trop long de rapporter dans ce court résumé, n'ont peut-être pas la même évidence que celles qui nous ont été fournies par nos études sur les terrains des autres séries. Il en est cependant quelques-unes qui ne peuvent être contestées; ainsi :

1° Il est évident que la formation volcanique est postérieure au soulèvement de *Loucoubé* et de *Navetch;* car partout on trouve le trapp et les rapillis superposés aux grès, aux roches granitoïdes et aux schistes; exemple : *Ambanourou*, *Mahazandri*, *Ambafao*, etc.

2° Les dépôts les plus profonds de cette formation sont évidemment les trapps et les phonolites, puis les rapillis, les poudingues et les conglomérats, puis enfin

les coulées basaltiques surmontées elles-mêmes par les dépôts arénacés et les tufs volcaniques.

En effet, partout nous avons trouvé les trapps et les phonolites subjacents aux couches de rapillis; exemple: *Ambalaoncou*, *Ankarankéli*, *Diamakabo*.

De même, où nous avons trouvé de véritables coulées basaltiques, elles étaient superposées aux couches de rapillis; exemple: *Béféfiki*, *Angantiffa*, *Andilan*, *Bémanassa*.

Enfin, il résulte encore de l'observation que là où on rencontre ensemble coulées basaltiques et matières arénacées ou tufs, ces derniers sont toujours placés au-dessus des basaltes; exemple: *Béféfiki*, *Passimanguinou*, *Tafiambiki*, *Angantiffa*.

On est donc fondé à dire que les diverses roches qui composent la série volcanique se sont formées dans l'ordre suivant: 1° trapp et phonolite; 2° rapillis, poudingues et conglomérat volcanique; 3° coulées basaltiques; 4° enfin, matières arénacées, tuf, boues volcaniques et calcaire à nummulites.

On peut encore déduire d'autres conclusions de la nature et de la disposition de ces diverses couches; seulement ici elles n'auront pas les mêmes éléments de certitude, et je ne les émets que comme des probabilités.

1° Les dépôts de trapp et de phonolites sont dus à une éruption qui probablement est survenue lors du soulèvement de *Navetch*. Il suffit, pour s'en convaincre, de se rappeler ce que j'ai dit à propos de la série des grès, leur discordance avec les coulées.

2° Les couches de rapillis, les poudingues et les conglomérats se sont formés pendant une période de repos et sont dus à l'action des eaux. En effet, là où ces premiers dépôts n'ont pas été trop bouleversés par la catastrophe qui a amené leur soulèvement, on trouve les

rapillis disposés par couches, ainsi que les parcelles de roches formant les conglomérats; voir *Béféfiki*, *Angantiffa*, *Djamanzare*.

3° La catastrophe qui a soulevé, dans une partie de l'île, les deux premières couches, tuf et rapillis, est aussi celle qui a produit les volcans à laves basaltiques.

Comme preuve, je rappellerai que tous les cratères d'éruption sont situés sur le sol formé par les rapillis et les conglomérats, et sont nécessairement de la même époque que les montagnes environnantes dont la composition est semblable, telle que la partie S.-E. de l'île comprise entre *Ranou Wirilch*, *Amboudivianou*, *Voutiriki* et l'*Ankarankéli*.

Une autre preuve, c'est que les montagnes appartenant à ce soulèvement n'ont plus été couvertes d'aucune autre couche, et qu'on ne rencontre les coulées de laves basaltiques que sur les flancs des volcans et sur la partie peu soulevée de cette première formation.

4° Après l'éruption basaltique qui a couvert la partie peu soulevée comprise entre *Béféfiki*, *Tafiambiti*, l'*Andrian*, et probablement toute la partie O. de l'île, il y a eu un repos pendant lequel se sont formées les couches de matières arénacées; puis, dans de certains endroits, les tufs et les calcaires à nummulites. Ces couches sont nécessairement dues à l'action des eaux, et l'on peut ajouter des eaux de la mer. En effet, ces couches sont en stratification concordante avec les coulées basaltiques auxquelles elles sont superposées; en outre, leur stratification, parfaitement parallèle, prouve que le dépôt s'est fait sur un plan horizontal.

5° Enfin, après la dernière formation, est survenue la catastrophe qui a soulevé le groupe de montagne de *Tané-Latsak*, et a donné à Nossi-bé la forme qu'elle a aujourd'hui.

Ceci est évident : il suffit d'observer l'inclinaison des couches de matières arénacées, de tuf et de calcaire à nummulites, pour voir que toutes sont dirigées vers les *Tané-Latsak* ou vers le sommet des buttes et chaînes de ce soulèvement.

C'est aussi à cette époque que se sont formés les cratères d'éboulement et les lacs.

Cette catastrophe a été la dernière. Depuis il ne s'est formé que des dépôts d'alluvions dans le fond des vallées et à l'embouchure des rivières; puis les calcaires coquilliers de nouvelle formation qu'on rencontre dans diverses parties de l'île, au niveau des mers actuelles.

— Je dois rattacher à ce résumé rapide de mes essais géologiques sur Nossi-bé quelques aperçus sur les eaux incrustantes d'*Androdoate* et sur la source minérale sulfureuse alcaline de *Djabala*, dont je me suis occupé. Mais comme cela m'entraînerait plus loin que ne le comporte l'étendue que je me propose de donner à ce travail, je me contenterai, pour ce qui a trait aux eaux d'*Androdoate*, de dire que des parois de la gorge de ce nom il suinte dans divers endroits une eau chargée de carbonate calcaire qui forme sur ces parois des stalactites nombreuses de formes les plus bizarres. L'analyse de cette eau m'a donné 75 centigrammes de carbonate de chaux par litre.

Source minérale de Djabala.

En 1849, un ouvrier, voulant se désaltérer à une source située sur les rives du *Djabala*, près l'habitation Pervillé, fut frappé de la température élevée de l'eau de cette source. Il en fit part à M. Pervillé, qui se hâta de se rendre sur les lieux, muni d'un thermomètre; il trouva que la température en était de 44° cen-

tigrades; le goût en parut âpre et astringent, ce qui lui fit supposer que c'était une eau ferrugineuse.

En octobre 1850, M. Pervillé ayant su que je m'occupais de recherches géologiques sur Nossi-bé, me fit part de la découverte de cette eau, me priant d'en faire l'analyse.

Nous étant transportés sur les lieux pour y puiser l'eau que je devais analyser, nous reconnûmes immédiatement que la rivière dans laquelle se jetait la source avait changé de lit et recouvrait entièrement la place qu'occupait jadis la source thermale. Seulement, dans cet endroit, l'eau de la rivière était agitée par un bouillonnement continuel qui indiquait le dégagement d'un gaz.

Le gaz, recueilli dans des vessies, me donna avec l'eau de chaux un précipité abondant de carbonate calcaire. Le thermomètre plongé dans cet endroit s'élevait à peine à 2 degrés de plus que dans les autres parties de la rivière.

L'eau analysée fournit du carbonate calcaire, *du sulfate* de chaux, du sulfate de magnésie, du sulfate de soude, plus une quantité de chlorure de sodium et du chlorure de magnésium, mais pas la moindre trace d'un sel soluble de fer.

Comme cette composition ne diffère guère de celle de l'eau de la mer qui remonte deux fois par jour dans la rivière de *Djabala*, je restai persuadé que la source minérale avait complétement disparu, et que je n'avais recueilli que de l'eau de mer contenant un excès de carbonate de chaux dissous à la faveur de l'acide carbonique libre.

Je bornai là mes recherches, qui, du reste, étaient devenues dangereuses à cause de la saison d'hivernage. Ayant repris en mai mes excursions géologiques, je

voulus voir de nouveau si la source de *Djabala* n'avait pas reparu. Rien n'était changé; seulement, comme nous étions à l'époque des grandes marées, les berges de la rivière étaient couvertes par la mer, et je vis se dégager dans plusieurs endroits, à travers les fissures du terrain, des courants continuels de gaz.

Je fis creuser un trou de quelques décimètres de profondeur dans l'endroit où le gaz sortait en plus grande quantité. Après le retrait de la mer, ayant voulu goûter l'eau contenue dans ce trou, je fus frappé de l'odeur d'œufs pourris qui s'en dégageait. — Cette odeur était si intense que j'en fus presque suffoqué. — Il n'y avait pas à s'y tromper, c'était l'odeur du gaz acide sulfhydrique.

La source de *Djabala* ne serait donc pas une source d'eau ferrugineuse, mais probablement, et ce qui est bien plus précieux, une source thermale sulfureuse.

Je recherchai par des moyens chimiques si réellement j'avais affaire à l'acide sulfhydrique. Un morceau de papier, trempé dans une dissolution d'acétate de plomb et placé dans le trou où avait lieu le dégagement de gaz, ne tarda pas à noircir. Il y avait donc de l'acide sulfhydrique. D'un autre côté, ayant fait traverser de l'eau de chaux par un courant de ce gaz, j'obtins un précipité de carbonate de chaux.

Il résulte de ces expériences que le gaz qui sort des fissures du sol, aux environs de l'ancienne source thermale, est un mélange d'acide carbonique et d'acide sulfhydrique.

L'importance de cette découverte m'engagea à chercher les moyens de détourner ou de creuser la rivière de *Djabala*, afin de mettre à découvert la source thermale. J'adressai à ce sujet un rapport au commandant particulier de Nossi-bé, le priant de mettre à ma dispo-

sition un certain nombre de travailleurs condamnés.

Le commandant M. Berg, comprenant tout l'importance qu'aurait pour la colonie l'existence d'une source d'eau sulfureuse, me fit donner hommes et outils, et je commençai immédiatement les travaux.

L'arrivée de mon remplaçant et mon départ pour la Réunion ne me permirent pas de mettre complétement mon projet à exécution.

Je parvins cependant à baisser tellement le niveau de la rivière, que j'arrivais jusqu'à un des nombreux canaux par où sort l'eau de la source.

Toutefois la mer, qui y remonte deux fois par jour, ne me permit pas de l'avoir dans toute sa pureté; j'en fis pourtant une analyse qui me donna les résultats suivants par approximation.

Sur dix litres, je trouvai :

	grammes.
Eau	9.880,00
Acide carbonique	2,00
Carbonate de chaux	9,00
Sulfate double de chaux et de magnésie	4,50
Chlorure de sodium	60,50
Chlorure de magnésium, sulfate de soude, de potasse	37,00
Hydrosulfate de soude	1,50
Acide sulfhydrique libre, indéterminé	»
Perte	5,00
	10.000,00

D'après la quantité considérable de chlorure de sodium qui se trouve dans cette eau, il y a lieu de croire qu'elle contenait encore une grande quantité d'eau de mer; mais il ne reste pas moins démontré que c'est une source d'eau sulfureuse alcaline, un peu faible il est vrai.

J'engage mes collègues à continuer les travaux que j'ai entrepris pour isoler cettte source; il leur sera alors

possible de compléter les recherches que j'ai commencées et de fixer la science sur le parti qu'on en peut tirer.

Je reste pourtant bien convaincu qu'elle peut rendre des services, ne serait-ce que par la grande quantité de sels alcalins qu'elle contient, en supposant que la proportion de sulfure et d'hydrogène sulfuré soit trop minime pour lui donner une certaine valeur comme eau sulfureuse.

Tel est le résumé succinct des travaux que j'avais entrepris sur la topographie et la géologie de Nossi-bé.

Il a dû m'échapper beaucoup de remarques : il se sera peut-être glissé quelques irrégularités et quelques erreurs, malgré mes soins et la connaissance que j'avais de la langue malgache; mais on me pardonnera ces imperfections, si l'on veut bien se rappeler que tout était à faire et que j'opérais dans un pays dont le climat dangereux sera pendant très-longtemps encore un puissant obstacle à l'exécution de grands travaux géodésiques.

Si mes courses et mes fatigues ont produit un résultat utile, le but que je me proposais est rempli.

RAPPORT

DES INSPECTEURS DES HOUILLÈRES DE LA GRANDE-BRETAGNE.

(Extrait par M. HERBET, consul général de France à Londres.)

Il vient d'être publié dans la collection des papiers parlementaires une nouvelle série de rapports adressés au secrétaire d'État de l'intérieur par les inspecteurs des houillères de la Grande-Bretagne (1). Malheureusement ces rapports ne s'appliquent pas tous à des périodes identiques, et il devient dès lors impossible de les prendre pour base d'un travail d'ensemble. Ainsi les périodes sur lesquelles portent les observations des inspecteurs comprennent, pour le Yorkshire et les comtés placés dans le même district d'inspection, les deux années finissant le 30 juin 1854, tandis que pour les quatre autres circonscriptions elles embrassent l'année 1854. Les renseignements ont trait, du reste, exclusivement au nombre des accidents constatés, à leur nature et à leur cause, ainsi qu'aux moyens employés pour en prévenir le retour. On doit regretter de ne trouver dans ces documents, qui sont l'œuvre d'hommes compétents placés à la meilleure source d'information, aucun chiffre relatif à la production des mines de leur district. L'intérêt qu'ils avaient su donner par des re-

(1) Reports of Mrss. Dunn, Dickinson, Morton, Williams Vynne, and Mackworth, inspectors of coal mines, to Her Majesty's Secretary of State presented to both houses of parliament, by command of Her Majesty. — Londres, 1555.

cherches de cette nature à leurs précédentes communications officielles rend d'autant plus sensible une pareille lacune.

M. Robert Williams, inspecteur pour l'Écosse, est le seul qui se soit livré à quelques appréciations, très brèves du reste. Il évalue la production en 1854, dans ce pays, à 7.448.000 tonnes en chiffres ronds. La quantité extraite en 1853 ne s'était élevée, d'après la même autorité, qu'à 7.132.000 tonnes. Il en résulterait un accroissement de 316.000 tonnes, c'est-à-dire de près de 5 p. 100 en faveur de l'année dernière.

Les autres inspecteurs constatent généralement aussi l'activité qui a régné dans les houillères de leur district par suite de l'animation de la demande. Ils attribuent à cette circonstance l'augmentation de certains accidents. Les uns en rejettent la responsabilité sur les mineurs qui, soit par ignorance, soit par indifférence, semblent négliger souvent les mesures les plus simples de précaution; les autres accusent, au contraire, les directeurs dont les moyens de surveillance seraient loin d'être suffisants, surtout aux époques d'activité industrielle.

Quoi qu'il en soit, cette divergence même d'opinion démontrait la nécessité d'un contrôle plus direct de l'administration. Le parlement l'a reconnue et a voulu y satisfaire en votant, dans sa dernière session, le *coal mines inspection act.* Cette loi inaugure un nouveau système d'inspection dont les bons effets ne peuvent tarder à se produire.

Le relevé statistique suivant, extrait du document anglais, donne le nombre des morts constatées dans chaque district d'inspection pendant les périodes indiquées ci-dessous :

PÉRIODE pendant laquelle les accidents ont été constatés.	DÉSIGNATION DES DISTRICTS.	NOMBRE des morts accidentelles survenues dans le puits de la mine par suite de la rupture du câble, etc.	occasionnées par les explosions.	occasionnées par des éboulements, etc.	attribuées à d'autres causes.	Totaux.
1er juillet 1852 au 30 juin 1853	Yorkshire, Derbyshire, Nottinghamshire, Leicestershire et Warwickshire. . .	44	28	33	14	119
1er juillet 1853 au 30 juin 1854	*Idem*.	38	16	42	17	113
1854	Durham, Northumberland et Cumberland.	26	11	44	4	127
Idem.	Lancashire, Cheshire et nord du pays de Galles.	74	129	59	37	299
Idem.	Écosse.	27	13	27	31	98
Idem.	Staffordshire, Worcestershire et Shropshire.	61	21	122	26	230
Idem.	District du sud (South Wales, Monmouthshire, Gloucestershire et Sommersetshire)	44	18	69	8	139
		314	236	396	179	1125
	Pour 1854 seulement.	232	192	321	148	893

NOTE

SUR UN NOUVEAU COMPTEUR MÉCANIQUE SPÉCIALEMENT APPLICABLE AUX MACHINES D'EXTRACTION.

Par M. BLAVIER, Ingénieur des mines.

Dans la plupart des exploitations de mines les transports intérieurs sont payés à la tâche, ce mode présentant de grands avantages dans les travaux souterrains d'un développement souvent très-considérable où la surveillance de l'ingénieur et des chefs mineurs ne peut être assez incessante pour assurer un travail régulier et continu. En quelques points même l'abatage du charbon se paye d'après la quantité de tonnes montées au jour provenant de chacun des chantiers. Il est donc d'une utilité incontestable pour les directeurs d'établissements de connaître d'une façon exacte le nombre de tonnes montées par chaque machine d'extraction.

C'est dans le but de soumettre à un contrôle rigoureux cet élément du travail sur les exploitations de mines que j'ai imaginé le compteur mécanique dont je vais donner la description, et qui a été expérimenté avec un succès complet sur l'une des ardoisières des environs d'Angers.

Ce compteur consiste en principe, ainsi qu'il est figuré dans la Pl. VI, *fig.* 7 et 8, en une vis V dont le pas variable est déterminé d'après le nombre de tours dans un sens ou dans l'autre que doit faire l'arbre mis en mouvement par la machine d'extraction dont on

D'autre part, il est évident que les indications de ce compteur ne seront pas altérées par les fausses manœuvres du conducteur de la machine, à moins, chose impossible à admettre, qu'il ne fasse descendre une des tonnes au-dessous du point de rencontre pour la remonter ensuite vide au jour.

Les bandes de toile gommée employées dans ce compteur devront être de longueur suffisante pour permettre de ne les retirer comme pièces constatant officiellement l'extraction qu'après chaque quinzaine ou même chaque mois d'exploitation; et alors sur les cadrans extérieurs sera indiqué le résultat de l'extraction journalière que pourront vérifier à leur passage les contre-maîtres ou le directeur. Mais ces cadrans ne présentant qu'une graduation assez limitée (ce à quoi l'on pourrait d'ailleurs facilement remédier si besoin était), il faudra que tous les jours, à la fin du travail, le contre-maître vienne remettre les aiguilles au zéro de chaque cadran en commençant (cette prescription est de rigueur) par le cadran des unités. Cette opération aura d'ailleurs l'avantage incontestable de laisser sur les bandes de toile une trace apparente qui permettra de distinguer l'extraction correspondant à chaque journée de travail.

J'ajouterai pour terminer ce que j'avais à dire relativement à ce petit appareil, qui deviendra promptement, je pense, d'un usage général, qu'il n'a pas été construit comme un appareil de précision, afin de le rendre plus maniable par les contre-maîtres et d'éviter toute chance de prompte destruction.

RAPPORT

PRÉSENTÉ A S. E. M. LE MINISTRE DE L'AGRICULTURE, DU COMMERCE ET DES TRAVAUX PUBLICS, PAR LA COMMISSION CHARGÉE D'EXAMINER LE PROCÉDÉ DE M. UCHATIUS, POUR LA CONVERSION DIRECTE DE LA FONTE EN ACIER FONDU.

Paris, le 3 avril 1856.

MONSIEUR LE MINISTRE,

Votre Excellence a chargé une commission composée de MM. les inspecteurs généraux des mines Combes, Levallois et Thirria, rapporteur, de lui rendre compte d'un nouveau procédé de fabrication de l'acier fondu dû à M. Uchatius, capitaine d'artillerie au service de l'Autriche.

La commission s'est mise en rapport avec M. Lenz, ingénieur autrichien présentement à Paris, associé et représentant de M. Uchatius.

Dans une lettre et une note adressées à Votre Excellence, le 7 janvier dernier, M. Lenz expose que M. Uchatius, après avoir fait pendant onze années de nombreux essais pour obtenir à bas prix des aciers fondus de bonne qualité, est enfin parvenu à la solution de ce problème si difficile, et que le procédé dont il est l'inventeur se distingue de tous les autres par sa simplicité, par la modicité du prix de revient de l'acier et par l'excellente qualité de cet acier qui réunit l'homogénéité à la ductilité, à la ténacité et à l'élasticité. Il reviendrait au plus, fabriqué en grand, à 460 fr. les 1000 kilog., tandis que le prix des aciers fondus ordinaires est de 1,000 fr., et

que celui des aciers fondus de premier choix s'élève jusqu'à 2,500 fr. Le nouveau procédé a d'ailleurs l'avantage de pouvoir donner à volonté, en modifiant le mélange des matières employées, des aciers de diverses sortes depuis le plus dur jusqu'au plus tendre.

M. Lenz offre de traiter pour l'emploi du nouveau procédé avec le gouvernement français, moyennant une rémunération très-modérée, et de le mettre à la disposition de tous ceux qui voudront en faire usage, sous la condition qu'ils payeront à l'inventeur une somme déterminée par tonne d'acier fabriqué. Enfin il annonce que des aciers obtenus en Autriche par la nouvelle méthode ont été soumis récemment à des essais dans les ateliers du chemin de fer du Nord, et qu'ils ont été reconnus supérieurs aux meilleures qualités d'acier fondu, sans en excepter les aciers anglais de premier choix.

M. Lenz ayant proposé à la commission d'expérimenter le nouveau procédé et d'assister à de nouveaux essais dans ces mêmes ateliers du chemin de fer du Nord, la commission a accepté cette proposition, et des expériences ont été faites en sa présence les 23, 26 et 28 février, 4, 19 et 20 mars 1856.

La fonte employée provenait des hauts fourneaux de l'Alélik près de Bône en Algérie, dans lesquels on traite au charbon de bois des minerais de fer oxydulé de la Méboudja. Un certificat, en date du 18 février 1856, de l'administrateur délégué de la société anonyme, propriétaire de ces hauts fourneaux, constate la provenance de cette fonte qui est très-blanche et un peu fibreuse dans sa cassure.

Les opérations et expériences faites sous les yeux de la commission ont eu pour objet :

La préparation de la fonte ;

La conversion de la fonte préparée en acier fondu ;

L'étirage de l'acier fondu ;

Le soudage de l'acier fondu ;

La confection et l'essai de différents outils ;

Enfin la résistance à la rupture et à la flexion.

Préparation de la fonte (1). — Cette opération a une très-grande importance et forme, en quelque sorte, la base du nouveau procédé ; mais elle est des plus simples, d'une exécution très-facile, et s'effectue à peu de frais. La préparation faite sous les yeux de la commission a eu lieu d'abord sur 20 kil. de fonte brute, puis sur 35 kil. Le déchet a été à peu près nul.

Conversion de la fonte préparée en acier fondu. — On convertit la fonte préparée en acier fondu en la faisant fondre avec des oxydes métalliques. Trois fusions ont été opérées successivement sous les yeux de la commission en faisant varier la proportion des substances ajoutées à la fonte, à l'effet d'obtenir de l'acier dur, de l'acier demi-dur et de l'acier doux. Chaque opération a eu lieu dans un creuset de plombagine de forme cylindrique ayant $0^m,40$ de hauteur sur $0^m,16$ de diamètre, placé dans un fourneau à vent chauffé avec du coke, dont la section horizontale était un quarré de $0^m,30$ de côté, et qui avait $0^m,60$ de profondeur.

Pour l'acier dur, on a fait fondre avec les oxydes métalliques $11^k,58$ de fonte préparée. L'opération a duré une heure quarante-cinq minutes. L'acier fondu qu'on a obtenu présentait dans sa cassure, qui était grenue et d'un gris cendré, une disposition un peu fibreuse. La

(1) M. Lenz a désiré que les indications relatives à la préparation de la fonte et à la nature des substances employées pour la convertir en acier fondu ne fussent pas livrées à la publicité. En conséquence ces indications ont été retranchées du rapport adressé à M. le ministre de l'agriculture, du commerce et des travaux publics.

partie supérieure du lingot était la seule où se montraient quelques cavités ou soufflures.

L'acier demi-dur a été obtenu en faisant fondre 12[k] de fonte préparée. L'opération a duré deux heures vingt cinq minutes. Cet acier avait dans sa cassure, comme l'acier dur, une apparence grenue avec une disposition un peu fibreuse ; mais il était d'un gris un peu plus clair. Aucune soufflure n'a été remarquée dans le lingot.

Enfin, pour obtenir l'acier doux, on a employé 10 kilogrammes de fonte préparée. La fusion s'est opérée en deux heures huit minutes. La cassure de cet acier offrait les mêmes caractères que celle des deux autres aciers, sauf qu'elle était plus grenue, et que sa couleur grise tirait sur le bleuâtre.

Dans les trois opérations faites pour convertir la fonte préparée en acier fondu, on a consommé en moyenne 2,30 de coke pour 1 d'acier fondu en lingot.

Étirage de l'acier fondu. — Les lingots d'acier fondu ont été ébarbés à la meule, puis chauffés à plusieurs reprises dans un four à réverbère alimenté avec de la houille, ou dans un foyer de maréchalerie alimenté avec du coke, et ils ont été étirés après chaque chaude, soit sous un marteau-pilon pesant 800 kilogrammes, soit sous un martinet. Les trois sortes d'acier se sont bien étirées sans se désagréger : leurs arêtes sont restées vives, sauf quelques criques peu étendues ; les différentes faces de chaque morceau n'ont présenté qu'un petit nombre de gerçures peu profondes ; les cassures ont offert généralement un grain fin et régulier, une texture serrée et uniforme, mais rarement exempte de quelques pailles ; enfin leur couleur était d'un gris clair, plus cendré cependant que celle de la plupart des aciers fondus.

Soudage. — On sait que l'acier fondu se soude très-difficilement, et qu'il ne se soude même jamais parfaitement. Après le soudage, les surfaces extérieures et les cassures montrent presque toujours des criques, qui correspondent aux plans de jonction des parties soudées, et quand on n'y voit pas d'abord de criques, il suffit de chauffer l'acier à plusieurs reprises et de le plonger, après chaque chaude, dans l'eau froide pour les rendre visibles. Lorsqu'ensuite on place un ciseau sur ces plans de jonction et qu'on frappe dessus, on en détache les parties soudées, et on reconnaît qu'il n'y a jamais entre elles pénétration intime, comme dans le soudage du fer. Aussi lorsqu'on veut obtenir avec l'acier fondu de fortes pièces douées d'une grande résistance, on doit éviter les soudages, et il faut couler l'acier dans des lingotières assez grandes pour qu'un seul lingot puisse donner ces fortes pièces après le martelage.

On a éprouvé de grandes difficultés pour souder les trois sortes d'acier fabriquées devant la commission, et surtout l'acier dur. Ces aciers, malgré les précautions prises pour les chauffer au degré de température convenable et l'emploi de différentes poudres de soudage, se sont presque toujours désunis ou brisés sous le marteau en plusieurs morceaux qui ont été réunis avec peine. Les plans de jonction des parties soudées étaient le plus souvent visibles sur les surfaces extérieures ou dans les cassures, et lorsqu'on ne les apercevait pas tout d'abord, un petit nombre de chaudes et d'immersions dans l'eau froide ont suffi pour les faire apparaître,

On a essayé comparativement de souder des aciers fondus pour outils et pour ressorts, provenant des aciéries de MM. Jackson. Ces deux sortes d'acier, qui sont considérées comme étant d'excellente qualité, se sont soudées beaucoup plus facilement et plus intimement que

les aciers fabriqués devant la commission ; mais en les chauffant à plusieurs reprises et en les plongeant dans l'eau froide, on est parvenu aussi à rendre visibles les plans de jonction des parties soudées.

Confection et essais d'outils. — Les outils qui ont été faits et essayés sous les yeux de la commission étaient des burins, des crochets pour roder sur le tour le fer et l'acier non trempé, et des forets.

Burins. — On a fait un très grand nombre de burins avec les trois sortes d'acier. Aucun de ces burins n'a pu entamer le fer, sans qu'après quelques entailles le tranchant se cassât pour les aciers durs, ou s'émoussât pour les aciers doux.

Crochets de tour. — On a fait des crochets avec l'acier dur. Ces crochets, qui ont servi à rogner sur le tour des tiges de fer et d'acier non trempé, ont parfaitement résisté aux épreuves. Il a été reconnu qu'ils pouvaient remplacer ceux dont on se sert habituellement, et qui sont fabriqués avec les meilleurs aciers de MM. Jackson.

On a fait aussi avec l'acier doux des crochets de tour qui ont été essayés pour roder un arbre de couche en fer ; mais ils se sont promptement brisés lorsqu'ils étaient trempés durs, ou se sont émoussés lorsqu'ils étaient trempés à une basse température.

Forets.—On a fabriqué deux forets avec l'acier dur. Ces forets se sont cassés après quelques instants de travail, sans pouvoir percer le fer. Les cassures ont montré que l'acier était un peu pailleux.

Résistance à la rupture et à la flexion. — Les essais auxquels ont été soumis les aciers fabriqués devant la commission pour constater leur résistance à la rupture et à la flexion, ont été très-satisfaisants. Ils ont démontré que ces aciers avaient beaucoup de corps, qu'ils

étaient bien supérieurs, sous le rapport de la résistance, aux meilleurs fers employés dans les ateliers du chemin de fer du Nord, et qu'ils pouvaient soutenir la comparaison avec les aciers de première qualité provenant des aciéries de MM. Jackson.

Résistance à la rupture. — La commission a fait exécuter avec l'acier demi-dur fabriqué devant elle une tige cylindrique de $0^m,77$ de longueur sur $0^m,044$ de diamètre. Cette tige a été polie. Elle était parfaitement nette à sa surface et ne présentait qu'un très-petit nombre de défectuosités peu apparentes et très-circonscrites. L'une de ses extrémités avait été disposée en fusée longue de $0^m,11$ sur $0^m,042$ de diamètre. La tige a été solidement encastrée, près de la naissance de la fusée, dans un manchon en fonte. Puis, un ouvrier, armé d'une des plus grosses masses employées pour le forgeage du fer, a essayé de casser la fusée ; il n'y est parvenu qu'au deuxième coup.

On a essayé ensuite de rompre la tige par pression en la soumettant à l'action d'une presse hydraulique. Les points d'appui se trouvaient à $0^m,205$ l'un de l'autre, et la tige était pressée au milieu de l'intervalle des appuis, avec interposition d'une étampe demi-cylindrique, longue de $0^m,065$. La rupture a eu lieu à la pression de vingt atmosphères, correspondant, d'après le diamètre du piston de la presse hydraulique, à une charge directe de 7.800 kilog. Les cassures n'offraient aucune paille ; leur couleur était le gris-clair ; les grains de l'acier étaient fins et réguliers. Vus à la loupe, ils présentaient une forme arrondie à peu près sphérique.

On a soumis à la même épreuve une tige en fer de riblons de $0^m,041$ de diamètre, les points d'appui étant aussi placés à $0^m,205$ l'un de l'autre. Cette tige n'a pu

soutenir qu'une pression de douze atmosphères correspondant à une charge directe de 4.680 kil., au delà de laquelle elle a cédé complétement, en prenant une flèche de $0^m,30$.

En admettant, comme on le fait généralement, que les résistances à la rupture par flexion soient, pour des corps cylindriques de même nature, toutes choses égales d'ailleurs, proportionnelles aux cubes des diamètres, la résistance d'une tige en fer de $0^m,044$ de diamètre aurait été seulement de 5.700 kil. en nombres ronds, et par conséquent inférieure de plus d'un tiers à celle de la tige de même diamètre en acier fondu.

Résistance à la flexion.—Les essais sur la résistance à la flexion ont été faits à la machine dont on se sert pour essayer les ressorts. On a employé des barreaux qui avaient tous 8 millimètres d'équarrissage. Ces barreaux reposaient sur deux coins formant couteaux, placés à la distance de $0^m,25$, et la charge était appliquée au milieu, c'est-à-dire à $0^m,125$ des points d'appui, au moyen d'un troisième coin formant également couteau.

La commission a expérimenté les trois sortes d'acier fabriquées devant elle, en les employant d'abord non trempées, puis trempées, et elle a fait des essais comparatifs avec le meilleur acier employé dans les ateliers du chemin de fer du Nord, l'acier dit anglais, qui provient de l'aciérie que MM. Jackson possèdent à Saint-Seurin sur l'Isle (Gironde). Elle a aussi essayé un bon fer de bandages de roues provenant des usines de MM. Jackson, Petin et Gaudet situées à Rive-de-Gier (Loire).

Les huit tableaux A, B, C, D, E, F, G et H, présentent les résultats des essais comparatifs :

A. — Acier dur non trempé obtenu devant la commission.

CHARGE en kilogrammes.	FLÈCHE en millimètres correspondant à la charge.	FLÈCHE permanente, la charge étant enlevée.	OBSERVATIONS.
0	0		(*a*) Les points d'appui ont glissé sous la charge de 200 kilogr., le barreau ayant pris une trop grande flèche. La partie courbée n'a offert aucune gerçure.
5	1/2		
10	1		
20	2 faible		
30	3		
50	3 1/2		
70	4		
100	5 1/2		
5	1 1/2	1	
120	8		
150	12		
5	5	4 1/2	
170	18		
5	9	8 1/2	
200 (*a*)	»	14	

NOTA. Cet acier, après l'enlèvement de la charge de 200 kilogr., conserve seulement une flèche de 14 millimètres, tandis que l'acier de MM. Jackson, dit acier anglais, prend, après la même charge, une flèche de 17 millimètres. (Voir le tableau ci-après D.)

Le même barreau retourné, la charge agissant sur sa convexité.

0	0		(*b*) Les points d'appui ont glissé sous la charge de 200 kilogr., par suite de la grande courbure du barreau. La partie courbée n'a présenté aucune crique.
5	1/2		
50	4 1/2		
100	13		
150	24		
200 (*b*)	»	10	

NOTA. La flèche permanente n'est que de 10 millimètres, tandis qu'elle atteint 18 millimètres pour l'acier de MM. Jackson dans les mêmes conditions. (Voir le tableau ci-après D.)

B. — Acier demi-dur non trempé obtenu devant la commission.

0	0		(*c*) Les points d'appui ont glissé sous cette charge, le barreau ayant pris une trop grande flèche.
5	1/2		
50	3		
70	4		
100	5 3/4		
5	1/2	0	
150	20		
5	12 1/2	12	
170 (*c*)	»	17	

NOTA. Cet acier, après l'enlèvement de la charge de 170 kilogrammes, conserve la même flèche que l'acier de MM. Jackson après l'enlèvement de la charge de 200 kilogrammes. (Voir le tableau ci-après D.)

Le même barreau retourné, la charge agissant sur sa convexité.

0	0		(*d*) Il n'a supporté cette charge que pendant quelques secondes et a cédé en se courbant de plus en plus.
5	1/2		
50	5		
70	7 1/2		
100	14		
5	9 1/2	9	
150	26 1/2		
170 (*d*)	35		

NOTA. Le barreau retourné a présenté beaucoup moins de résistance que l'acier de MM. Jackson dans les mêmes conditions. (Voir le tableau ci-après D.)

C. — Acier doux non trempé obtenu devant la commission.

CHARGE en kilogrammes.	FLÈCHE en millimètres correspondant à la charge.	FLÈCHE permanente, la charge étant enlevée.	OBSERVATIONS.
0	0		(a) Les points d'appui ont glissé à raison de la grande courbure du barreau. La partie courbée n'a présenté aucune gerçure.
5	1/2		
50	2		
70	3		
100	4 1/2		
5	1	1/2	
150	8		
5	1 1/2	1	
170	11		
5	5	4 1/2	
200	19		
5	12	11 1/2	
220 (a)	»	15	

NOTA. Cet acier quoique soumis à une charge de 220 kilogrammes a conservé, après l'enlèvement de cette charge, une flèche inférieure de 2 millimètres à celle qu'a prise l'acier de MM. Jackson, après une charge de 200 kilogrammes seulement. (Voir le tableau ci-après D.)

Le même barreau retourné, la charge agissant sur sa convexité.

0	0		(b) Il n'a pu supporter cette charge et a cédé après quelques secondes.
5	1/2		
50	1 1/2		
70	5 1/2		
100	8 1/2		
5	5	4 1/2	
150	17		
5	11	10 1/2	
170	21		
5	15	14 1/2	
200	30		
5	22	21 1/2	
220 (b)	41		

NOTA. Le barreau retourné a présenté beaucoup moins de résistance que l'acier de MM. Jackson dans les mêmes conditions. (Voir le tableau ci-après D.)

D. — Acier pour outils, dit anglais non trempé, provenant des aciéries de MM. Jackson.

0	0		(c) Les points d'appui ont glissé sous cette charge, le barreau ayant pris une trop grande flèche. La partie courbée n'a présenté aucune gerçure.
5	1/4		
10	1/2		
50	1 3/4		
70	2 1/4		
100	3 1/2		
5	1/4	0	
150	6 1/2		
5	1 1/2	1 1/4	
170	18 1/2		
5	12	11 3/4	
200 (c)	»	17	

Le même barreau retourné, la charge agissant sur sa convexité.

0	0		(d) Les points d'appui ont glissé par suite de la grande courbure du barreau. La partie courbée n'a offert aucune gerçure.
5	1/4		
50	4 1/2		
70	6 1/2		
100	11 1/2		
5	8	7 3/4	
150	22		
170	26		
200 (d)	»	15	

E.— Acier provenant des usines de MM. Petin et Gaudet.

CHARGE en kilogrammes.	FLÈCHES en millimètres correspondant à la charge.	FLÈCHES permanentes, la charge étant enlevée.	OBSERVATIONS.
0	0		(a) Le barreau a commencé à fléchir sous la charge de 110 kilogrammes. Il a fléchi de plus en plus sous la charge de 120 kilogrammes et a fini par céder. Le barreau n'a offert aucune gerçure dans sa partie courbée.
5	1/2		
20	1		
50	2		
70	3		
100	15 1/2		
120 (a)	»	34	

Le même barreau retourné, la charge agissant sur la convexité.

0	0		(b) Le barreau a commencé à fléchir sous la charge de 120 kilogrammes. Il a fléchi complétement sous la charge de 130 kilogrammes. Le barreau n'a présenté aucune crique dans sa partie courbée.
5	1/2		
20	1		
50	2 1/2		
70	4		
100	9 1/2		
120	22		
130 (b)	»	38	

F. — Acier dur trempé obtenu devant la commission.

0	0		(c) Il s'est rompu après avoir supporté cette charge pendant quelques secondes. La cassure a offert plusieurs petites pailles.
5	1/2		
50	2		
70	3 1/2		
100	5		
5	1/2	0	
120	6		
140	6 3/4		
160 (c)	7 1/4		

Nota. Cet acier a offert beaucoup moins de résistance que l'acier de MM. Jackson également trempé. Il s'est rompu sous une charge de 160 kilogrammes, après avoir pris une flèche de 7 millimètres 1/4, tandis que l'acier de MM. Jackson avait pris sous la même charge une flèche de 6 millimètres seulement et ne s'est rompu que sous une charge de 350 kilogrammes. (Voir le tableau ci-après H)

G. — Acier doux trempé obtenu devant la commission.

0	0		(d) Il s'est rompu après avoir supporté cette charge pendant quelques secondes. La cassure a offert un grain uniforme sans aucune paille.
4	1/4		
50	2		
70	3		
100	4		
5	1/4	0	
120	5		
140	5 3/4		
160	6 1/2		
5	1/2	1/4	
180	7		
200	8		
5	1/2	1/4	
220	8 1/2		
240	9 1/4		
5	1/2	1/4	
260 (d)	10		

Nota. Cet acier a présenté plus de résistance que l'acier dur trempé, puisqu'il ne s'est rompu que sous une charge de 260 kilogrammes, mais sa résistance a été moindre que celle de l'acier de MM. Jackson qui s'est rompu sous une charge de 350 kilogrammes (Voir le tableau ci-après H.)

H. — Acier pour outils, dit acier anglais trempé, provenant des aciéries de MM. Jackson.

CHARGE en kilogrammes.	FLÈCHE en millimètres correspondant à la charge.	FLÈCHE permanente, la charge étant enlevée.	OBSERVATIONS.
0	0		(a) Il s'est rompu sous la charge de 370 kilogrammes. La cassure a offert une paille peu étendue.
5	1/4		
50	1 1/2		
70	2 1/4		
100	3 1/2		
5	1/4	0	
120	4 1/4		
140	5 1/4		
160	6		
5	1/4	0	
180	7		
5	1/4	0	
200	8		
5	1/4	0	
220	9		
240	10		
5	1/4	0	
260	10 1/2		
280	11 1/4		
5	1/4	0	
300	12 1/2		
5	1/4 fort.	Sensible.	
320	13 1/4		
350	18 1/2		
5	4	3 3/4	
370 (a)	»		

Il résulte des expériences faites sous les yeux de la commission :

Que le procédé de M. Uchatius est d'une exécution simple, et qu'il peut être appliqué sans de grandes dépenses ;

Qu'il n'exige pas, en combustible et en main-d'œuvre, plus de frais que la conversion de l'acier cémenté en acier fondu ;

Que la transformation de la fonte en acier fondu s'opère plus facilement et plus simplement que la conversion de la fonte en fer ;

Que l'on peut obtenir à volonté des aciers fondus plus ou moins durs, en modifiant les proportions des matières premières employées ;

Que ces matières premières étant de la fonte et d'autres substances d'un prix peu élevé, les aciers fondus fabriqués par le nouveau procédé reviendraient à un prix inférieur à celui de tout autre acier fondu ;

Que le matériel dont on aurait besoin pour la fabrication en grand serait le même que celui des aciéries où l'acier fondu est fabriqué avec l'acier cémenté ;

Que les aciers fondus obtenus par le nouveau procédé paraissent propres à remplacer le fer avec beaucoup d'avantage pour la confection des essieux, des tiges de pistons, des bielles et autres pièces de machines, et en général pour la confection de toutes les pièces qui doivent résister à des efforts de pression transversale et à des chocs modérés ;

Que ces aciers seraient peut-être susceptibles aussi d'être employés aux mêmes usages que les aciers fondus de deuxième qualité, et notamment à la confection de certains outils, de tôles pour chaudières, de bandages de roues, de ressorts pour voitures, locomotives, wagons, etc., etc. ;

Enfin qu'il n'est pas probable qu'ils puissent être employés aux usages spéciaux pour lesquels les aciers fondus de première qualité sont recherchés, à raison de leur parfaite homogénéité.

Quoique les aciers fondus essayés devant la commission aient été obtenus uniquement avec des fontes provenant de l'Algérie, il est vraisemblable que plusieurs autres fontes françaises, notamment celles des

hauts fourneaux de l'Isère, et peut-être même les fontes de l'usine de Toga (Corse), conviendraient aussi pour cette fabrication.

La commission doit faire remarquer que le procédé de M. Uchatius repose sur des idées émises depuis longtemps, et sur des indications données anciennement par différents auteurs; on peut même dire qu'il est la reproduction d'un procédé déjà essayé dans des conditions analogues en France et en Angleterre. En effet, la fonte étant considérée comme composée de fer et de quelques centièmes de carbone, et l'acier comme composé de fer avec quelques millièmes de carbone seulement, on a dû naturellement regarder l'acier comme une substance intermédiaire entre la fonte et le fer proprement dit; on a dû penser qu'il serait possible de retirer directement l'acier fondu de la fonte en soumettant celle-ci à la fusion avec addition de fer malléable, d'oxydes ou même de minerai de fer.

Dès 1722, Réaumur, en parlant des expériences faites antérieurement par Vanoccio, avait dit qu'on pouvait fabriquer l'acier en faisant liquéfier dans la fonte de la vieille ferraille, des pointes de clous, des morceaux de fer (1).

En 1798, Clouet annonça qu'en fondant la fonte avec de l'oxyde de fer, on obtenait du fer doux, si le poids de l'oxyde était le quart de celui de la fonte, qu'il fallait avec de la fonte grise plus d'oxyde qu'avec la fonte blanche, et que si on diminuait la dose d'oxyde d'un tiers ou même de moitié, on obtenait de l'acier (2).

Plus tard, Muschet prit un brevet d'invention en

(1) Réaumur : *Art de convertir le fer forgé en acier et d'adoucir le fer fondu*, pages 250 à 257.

(2) Clouet : Résultats d'expériences sur les différents états du fer (*Journal des mines*, t. IX, p. 8).

Angleterre (*Bibliothèque britannique*, tome 18), pour la fabrication de l'acier fondu avec de la vieille ferraille des rognures de fer, du minerai de fer riche et de la poussière de charbon (1).

Hassenfratz fait mention, dans sa *Sidérotechnie*, de ce qui lui a été rapporté par Vandenbrock, inspecteur des travaux de l'École pratique des mines de la Sarre, qui avait visité les aciéries anglaises; et il dit, au sujet des procédés qu'on y suivait pour la fabrication de l'acier fondu, qu'on obtenait cet acier en mélangeant des fontes grises et blanches dans une proportion déterminée, et souvent avec addition de rognures de fer, de vieille ferraille, de battitures de fer et même de rognures d'acier (2).

Mais les indications de Réaumur et d'Hassenfratz, les essais de Clouet, de Muschet et d'autres encore n'ont conduit à aucun résultat industriel, et jusqu'à présent on n'est pas parvenu à fabriquer régulièrement des aciers par la fusion directe de la fonte avec du fer doux, des oxydes ou des minerais de fer.

M. Uchatius réussira-t-il mieux que ses devanciers à faire passer son procédé dans la pratique? Les expériences dont il est rendu compte dans le présent rapport permettent de l'espérer; toutefois, malgré les résultats favorables de ces expériences, la commission ne croit pas que le nouveau procédé puisse être apprécié au point de vue des applications industrielles, avant qu'on ait essayé d'en faire la base d'une fabrication en grand. De tels essais pourraient être exécutés très-facilement et sans dépenses considérables dans les usines où l'on fabrique aujourd'hui l'acier fondu,

(1) Hassenfratz : *Sidérotechnie*, 4e volume, page 91.
(2) Hassenfratz : *Sidérotechnie*, 4e volume, page 94.

et il est très-probable qu'ils seront entrepris, s'il est donné de la publicité aux essais dont les résultats sont consignés dans ce rapport.

En résumé, la commission est d'avis :

1° Qu'il n'y a pas lieu, de la part de Votre Excellence, de donner suite à la proposition faite par M. Uchatius de vendre son brevet au gouvernement;

2° Que les essais exécutés sous les yeux de la commission donnent lieu d'espérer que son procédé de fabrication pourra être appliqué en grand avec avantage;

3° Qu'il serait utile de porter les résultats de ces essais à la connaissance du public par la publication du présent rapport dans les *Annales des Mines*.

NOTICES MINÉRALOGIQUES,

Par M. DESCLOIZEAUX.

Sur les formes cristallines de la Dufrénoysite.

M. de Waltershausen a publié, dans le volume XCIV des *Annales de Poggendorf*, un mémoire sur plusieurs minéraux de la vallée de Binnen, et il a annoncé que la substance décrite et analysée par M. Damour, sous le nom de Dufrénoysite, ne cristallisait pas en cube, mais bien en prisme rhomboïdal droit. J'avais, de mon côté, remarqué depuis longtemps que le sulfoarséniure gris, qui se trouve dans la dolomie de Binnen, se présentait, soit en aiguilles ou en prismes cannelés, incompatibles avec la forme cubique, soit en cubes plus ou moins modifiés ; toutefois la grande fragilité et la rareté des cristaux de l'une et de l'autre forme ne m'avaient pas permis, jusqu'à présent, d'approfondir ces remarques, et les mêmes causes avaient autrefois forcé M. Damour de faire ses analyses sur la substance clivable qui forme de petites veinules dans certaines couches de dolomie grenue. Ce savant chimiste ayant en même temps découvert sur un échantillon de sa collection, un cristal assez gros en dodécaèdre rhomboïdal, qui offrait le même aspect et les mêmes associations que la matière analysée, en avait naturellement conclu que la Dufrénoysite cristallisait dans le système cubique.

Postérieurement à la publication du mémoire de M. de Waltershausen, ce cristal dodécaèdre a été cassé

par accident; M. Damour en a essayé un fragment, et il a reconnu qu'on devait le rapporter, non au sulfoarséniure de plomb qui constitue la Dufrénoysite, mais bien aux cristaux dont la composition serait, d'après M. Uhrlaub, celle d'un sulfoarséniure de cuivre particulier.

La véritable forme primitive de la Dufrénoysite ne paraît pas pouvoir se déduire d'une manière simple des trois mesures citées par M. de Waltershausen; et quant aux incidences publiées récemment par M. Heusser dans le tome XCVII des *Annales de Poggendorf*, elles ne sont pas suffisantes pour déterminer les dimensions de cette forme.

Plus heureux que nos devanciers, nous avons rapporté, M. Marignac et moi, d'une excursion faite l'année dernière dans la vallée de Binnen, des cristaux et fragments de cristaux qui nous ont permis de faire cette détermination.

M. Marignac a pris ses mesures sur de petits fragments très-éclatants, qui présentent, les uns une nombreuse série de faces situées dans une zone horizontale, les autres, une seconde série située dans une autre zone horizontale, perpendiculaire à la première et comprenant trois des quatre faces reconnues par M. Heusser; le cristal théorique (Pl. VII, *fig.* 1) donne une idée de la disposition de toutes ces faces.

Les échantillons à l'aide desquels j'ai pu coordonner et placer en rapport avec la forme primitive les diverses modifications de la Dufrénoysite se composent :

1° D'un cristal de 33 millimètres de longueur, sur 12 millimètres de largeur et 7 millimètres d'épaisseur, représenté *fig.* 2;

2° De deux petits cristaux représentés *fig.* 3, 3' et *fig.* 4.

Le premier a ses faces ternes et peu unies, et ce n'est qu'au goniomètre d'application qu'on peut y reconnaître les modifications $a^{2/3}$ et $a^{4/3}$ de la seconde zone horizontale, $e^{1/4}$ et $e^{3/14}$ de la première.

Les deux autres, quoique avec des faces peu éclatantes et en partie recouvertes d'une légère croûte jaunâtre, se prêtent pourtant assez bien aux mesures du goniomètre de réflexion pour qu'on puisse déterminer les symboles de leurs plans principaux. Dans la position que j'ai assignée aux cristaux, j'ai cherché à exprimer ces symboles par des nombres aussi simples que possible, tout en ayant égard à la direction du clivage principal.

M. Marignac a reconnu sur plusieurs fragments cristallisés un clivage facile, parallèle à la face g^1 ou à la petite diagonale de la forme primitive; les cristaux *fig.* 3 et *fig.* 4 portent des séries de lignes jaunâtres, parallèles entre elles, légèrement saillantes, qui semblent indiquer une tendance à la division mécanique, suivant des plans que j'ai cru devoir rapporter à ce clivage.

Le gros cristal *fig.* 2 paraît au contraire offrir un clivage parallèle à la base de la forme primitive, ce qui annonce l'existence d'au moins deux clivages rectangulaires; j'ai également observé que les petites masses du minéral engagées dans la dolomie grenue, présentent souvent deux plans de clivage, l'un parfaitement uni et miroitant, le second moins net, et perpendiculaire au premier. Enfin, d'après M. Marignac, il y aurait encore des traces de clivage dans la direction de la modification $e^{1/4}$.

Comme l'indiquent les *fig.* 2, 3 et 4, les cristaux sont presque toujours aplatis suivant la base p, ordinairement très-développée.

Le cristal *fig.* 3 m'ayant offert deux séries de troncatures situées dans deux zones horizontales, dont les axes font entre eux un angle d'environ 118 degrés, j'ai adopté pour forme primitive le prisme rhomboïdal droit formé par les quatre faces verticales appartenant à ces deux zones, et par la base qui leur est perpendiculaire : les dimensions de cette forme fondamentale ont été calculées à l'aide des deux incidences $p : a^{1/8}$ et $p : b^{1/7}$, qui m'ont paru être les plus certaines. Ces dimensions sont : un côté de la base est à la hauteur, $b : h :: 1000 : 255{,}72$.

L'examen du tableau suivant prouve que malgré les difficultés inhérentes à la mesure des cristaux de Dufrénoysite, dont les faces, situées sur les angles latéraux de la forme primitive, sont presque toutes plus ou moins profondément cannelées, et dont les autres ne donnent pas toujours des réflexions bien nettes, il existe un accord satisfaisant entre la plus grande partie des incidences calculées et les incidences observées directement.

Tableau des incidences.

Angles calculés.	Angles observés.	
mm = 118° 1′	119° environ	D.
mh^1 = 149 1	149° 5′	D.
mg^1 = 120 59		
g^1g^{22} = 123 14	126 11	Walterhausen.
g^1g^4 = 135 2	135	D.
$pa^{7/8}$ = 160 28	160 25	Marignac.
$pa^{6/8}$ = 157 31	157 40	M.
pa^1 = 153 35	154 10	M.
$pa^{4/8}$ = 148 10	148 10	Heusser.
$pa^{3/8}$ = 140 23	140 19	H.
$pa^{2/8}$ = 128 51	128 46	H.
$pa^{3/16}$ ou $pa^{3/10}$ = 122° 11′ ou 121° 8′.	122 22	W.
* $pa^{1/8}$ = 111° 56′	111 56	H.
$pe^{7/2}$ = 175 8	175 10	M.
$pe^{4/3}$ ou $pe^{11/8}$ = 173° 12′ ou 172° 17′.	172 20 à 172° 37′	M.

Tableau des incidences (suite).

Angles calculés.	Angles observés.	
pe^2 ou $pe^{12/10}$ = 171° 31 ou 171° 5′	171°	M.
$pe^{3/2}$ = 168° 45′	168 45′ à 169°	M.
pe^1 = 163 20	163 10 à 164 10	M.
$pe^{8/9}$ ou $pe^{15/16}$ = 161° 27′ ou 162° 21′.	161 19 à 162 24	M.
$pe^{2/3}$ = 155° 54′	155 30 à 40	M. et D.
$pe^{4/7}$ = 152 26	152 à 153 8	M.
$pe^{1/2}$ = 149 11	147 10 à 148 30	M. et D
$pe^{3/14}$ = 140 8	140 10 à 25	M.
$pe^{3/16}$ = 136 20	136 25	M.
$pe^{2/7}$ = 133 46	134 6	W.
$pe^{3/11}$ = 132 26	131 à 132 30	M.
$pe^{1/4}$ = 129 58	128 à 129 30	M.
$pe^{1/5}$ = 123 50	124 35	M.
$pe^{2/11}$ = 121 22	121 40, 123?	M.
$pe^{2/13}$ ou $pe^{3/20}$ = 117° 17′ ou 116° 42′.	117? 118?	M.
$pe^{1/15}$ = 102° 36′	102° M. 102° 10′ à 30′	D.
$pb^{4/5}$ = 160 6	159° 55′	D.
$pb^{3/5}$ = 154 14	154 30	D.
$pb^{1/2}$ ou $pb^{7/15}$ = 149° 55′ ou 148° 10′.	148 30 à 149° 15′	D.
$pb^{2/5}$ = 144° 5′	144 35	D.
$pb^{2/7}$ = 134 36	134 14	D.
$pb^{3/14}$ = 126 29	126 17	D.
*$pb^{1/7}$ = 116 15	116 11	D.
$pb^{1/14}$ = 103 51	104 5	D.
$pb^{1/16}$ = 102 10	102 à 102 20	D.

On voit que toutes les faces situées sur l'angle solide antérieur de la forme primitive sont exprimées par des symboles très-simples, puisqu'à l'exception de a^1 et de la face citée par M. de Waltershausen; tous les exposants sont des multiples de 1/5; trois de ces faces : $a^{3/5}$ $a^{2/5}$ et $a^{1/5}$ ont été observées à la fois par MM. Marignac et Heusser, et leur ont fourni des incidences presque identiques.

Les modifications que j'ai observées sur les arêtes de la base ont aussi la plupart pour exposants des multiples de 1/5 ou de 1/7, et c'est seulement parmi

les troncatures situées sur les angles latéraux que se rencontrent des symboles dont la complication rend l'existence douteuse ; mais, comme je l'ai déjà dit, ces troncatures sont toujours plus ou moins cannelées, et leurs mesures ne peuvent être prises avec une exactitude rigoureuse : il est donc possible que des cristaux plus parfaits permettent quelque jour de simplifier les signes de quelques-unes d'entre elles (1). Quant aux prismes de la zone verticale, ils sont aussi rares que les modifications des autres zones sont multipliés ; le tableau des incidences ne renferme en effet, outre le prisme primitif, que le symbole peu satisfaisant g^{22}, se rapportant à l'une des faces citées par M. de Waltershausen, et le symbole incertain g^4 ; ce dernier symbole serait celui d'un plan dont j'ai seulement trouvé l'indication dans des cannelures transversales se croisant sous un angle d'environ 90°, sur un fragment de cristal

(1) Les cristaux représentés *fig.* 3 et *fig.* 4 n'offrent que trois faces faisant partie de la nombreuse série observée par M. Marignac, dans la zone horizontale latérale de ma forme primitive; ces faces, que j'ai notées $e^{1/15}$, $e^{4/7}$, $e^{2/3}$, sont assez peu nettes pour laisser de l'incertitude sur leur position réelle par rapport aux deux plans principaux de leur zone; et, si l'on supposait que les plans p et g^1 de mes figures devinssent réciproquement g^1 et p, on pourrait aussi bien admettre $e^{3/2}$ et $e^{2/13}$ que $e^{1/15}$ et $e^{4/7}$; car les incidences de $g^1 : e^{3/2}$ et de $g^1 : e^{2/13}$ sont presque égales à celles de $p : e^{1/15}$ et de $p : e^{4/7}$; quant à $e^{2/3}$, elle n'aurait pas de correspondante parmi les biseaux latéraux connus jusqu'ici. Mes plans verticaux m appartiendraient alors à la zone horizontale qui comprend les faces $a^{7/5}$, $a^{6/5}$, etc., et en considérant toutes ces faces comme autant de prismes verticaux, on pourrait prendre pour forme primitive un prisme rhomboïdal droit de 117° 44′ dans lequel un côté de la base serait à la hauteur dans le rapport des nombres 1000 : 952,83, et dont la base serait parallèle au clivage facile, tandis que le plan de la petite diagonale g^1 le serait au clivage difficile.

Calculés avec ces nouvelles dimensions, les symboles de la zone horizontale pg^1, et ceux des deux zones transversales pm,

composé des modifications p, $e^{7/2}$, $e^{11/5}$, $e^{15/16}$, $e^{4/7}$, $e^{5/16}$, $e^{1/4}$, $e^{2/11}$, g^{1}.

Les *fig.* 3 et 4 semblent prouver que les troncatures des arêtes de la base ne se répètent pas toutes symétriquement des deux côtés de la face *m*; mais ces figures ne portent que les plans sur lesquels j'ai obtenu des réflexions appréciables, et ce défaut de symétrie est probablement moins grand qu'il ne le paraît au premier coup d'œil.

J'ai encore observé sur le cristal *fig.* 3, une série de très-petites facettes éclatantes, placées obliquement entre la face *m*, et la base *p* supérieure, et dont la position par rapport à la forme primitive n'a pu être déterminée exactement : ces faces m'ont donné approximativement les inclinaisons suivantes :

p sur la 6e face = 105° à 104° 45'.
5e face sur la 6e = 167° 45'; d'où *p* sur la 5e = 117° 15'.
4e face sur la 6e = 149° 45'; d'où *p* sur la 4e = 135° 15'.
3e face sur la 6e = 143° 20' à 143° 30'; d'où *p* sur la 3e = 141° 40'.
2e face sur la 6e = 438° 40'; d'où *p* sur la 2e = 146° 20'.
1re face sur la 6e = 124° 20' environ; d'où *p* sur la 1re = 160° 40'.

Les cristaux prismatiques de Dufrénoysite sont quel-

---

sont en partie plus simples que ceux que j'ai adoptés, mais les symboles de la zone verticale mg^{1} sont au contraire généralement plus compliqués que ceux de l'ancienne zone horizontale antérieure ph^{1}; le principal avantage qui résulterait de ce changement serait d'obtenir pour des faces simples, telles que $e^{1/4}$, $e^{1/2}$, e^{1}, e^{2}, e^{3}, e^{4}, des incidences calculées très-voisines des incidences observées ; il est vrai que dans un minéral qui présente autant de cannelures que la Dufrénoysite, cet avantage n'est peut-être pas d'une très-grande importance, et il vaut sans doute mieux regarder, ainsi que je l'ai fait, les lignes jaunâtres signalées précédemment sur les cristaux *fig.* 3 et *fig.* 4 comme parallèles au clivage le plus facile, et non au clivage difficile ; malheureusement ces cristaux sont trop petits et trop fragiles pour que j'aie pu m'assurer dans quelles directions ils se clivaient, en sorte qu'ils ne fournissent pas d'argument bien concluant en faveur de l'une ou de l'autre forme primitive.

quefois pénétrés par les dodécaèdres du système régulier qui, d'après les analyses de M. Uhrlaub, appartiennent à une variété de tennantite très-arsénifère; il est donc probable que les deux substances se trouvent aussi mélangées dans les masses cristallines qui forment des veines dans la dolomie grenue, et il est impossible d'affirmer si la matière analysée autrefois par M. Damour (1) était ou non parfaitement exempte de sulfoarséniure cuivreux. Je ferai cependant remarquer que les analyses de ce chimiste n'ont fourni que des traces de cuivre, et que suivant M. de Waltershausen, elles se rapprochent beaucoup de l'une de celles qui ont été faites par M. Uhrlaub sur des cristaux isolés.

Les essais au chalumeau de chaque sulfoarséniure permettent bien de distinguer celui qui contient du cuivre; mais quoique la Dufrénoysite prismatique ait une poussière d'un rouge un peu plus foncé que les cristaux dodécaèdres, comme le fait remarquer M. Heusser, la différence est si faible, que la séparation exacte des deux minéraux paraît exiger qu'ils soient en cristaux discernables.

Espérons que les analyses qui ont dû être exécutées cet hiver à Zurich par M. Stockar-Escher, sur des échantillons convenablement choisis, permettront de reconnaître le degré de pureté de ceux qui ont été examinés par MM. Damour et Uhrlaub.

Dans la notice insérée au tome XCVII des *Annales de Poggendorf*, M. Heusser propose de conserver le nom de Dufrénoysite au sulfoarséniure cuivreux du système cubique, et de substituer à la dénomination de *skléroclase*, donnée par M. de Waltershausen aux cristaux

(1) Voy. *Annales de chimie et de physique*, t. XIV, 3e série, page 379.

prismatiques, celle de *Binnite* usitée dans quelques parties de la Suisse; mais cette innovation ne me paraît destinée qu'à amener une nouvelle confusion dans l'histoire des minéraux de la vallée de Binnen, sans pouvoir s'appuyer sur aucune raison plausible. M. Damour a en effet entendu appliquer le nom de Dufrénoysite au sulfoarséniure de plomb qu'il a analysé le premier, et dont la forme avait été regardée à tort comme appartenant au système cubique; cette erreur cristallographique est suffisamment rectifiée maintenant par les observations de M. de Waltershausen et par les nouvelles déterminations que je viens de donner : ce qui reste bien prouvé, c'est que la substance dont l'analyse a été faite par M. Damour possède une composition et une forme cristalline qui n'appartiennent à aucun autre minéral (1), et qu'elle constitue par conséquent une véritable espèce dont rien n'autorise à changer le nom primitif.

Quant aux cristaux en cubododécaèdres, qui paraissent s'éloigner de la tennantite ordinaire par leur

---

(1) La forme primitive que j'ai attribuée à la Dufrénoysite vient se ranger dans la nombreuse catégorie des prismes rhomboïdaux droits, voisins de la forme limite de 120°; la seule substance avec laquelle ce minéral présente quelque analogie cristallographique et chimique, est le schilfglaserz; on trouve en effet des deux côtés les faces verticales h^1, m, g^1; on remarque aussi quatre faces parallèles à la petite diagonale, et une face parallèle à la grande diagonale de la base, dont les incidences sont presque identiques; mais là s'arrête la ressemblance, car dans la Dufrénoysite, les troncatures sur les arêtes des bases sont entièrement différentes de celles du schilfglaserz; on ne saurait d'ailleurs établir une comparaison sérieuse entre ces deux espèces, puisque, d'une part, la forme du schilfglaserz est rapportée maintenant par MM. Brooke et Miller à un prisme rhomboïdal légèrement oblique, et que, d'autre part, les cannelures principales de leurs cristaux se trouvent dans deux directions perpendiculaires l'une à l'autre.

grande teneur en arsenic, par le développement inusité des faces du cube, par l'existence du nouveau trapésoèdre obtus a^6 signalé dans le mémoire de M. Heusser, et par la couleur rouge de leur poussière, on peut très-bien les nommer *Binnite*, comme une variété de sulfoarséniure de cuivre, particulière jusqu'ici à la vallée de Binnen.

Sur une nouvelle localité et sur de nouvelles formes cristallines de la baïérine.

Les trois localités qui fournissent habituellement les plus beaux cristaux de *baïérine* ou *niobite* sont: Bodemnais en Bavière, Haddam en Connecticut, et Chanteloube, près Limoges, département de la Haute-Vienne. On vient tout récemment de trouver des échantillons très-remarquables dans un pays, généralement peu connu et fort peu exploré jusqu'à ce jour. Ces échantillons se sont en effet rencontrés au milieu de masses de *cryolite* du Groënland, minéral sur le gisement duquel il n'a été publié, depuis sa découverte, qu'un extrait du journal de Giesecke, inséré dans le «*Edinburgh Philosophical journal*, n° 11, janvier 1822». Ce journal porte qu'il existe au bord de la mer, à Ivikaet, sur la côte occidentale du Groënland, deux variétés de *cryolite*, l'une blanche et tout à fait pure, l'autre diversement colorée par des matières métalliques interposées, et renfermant entre autres substances des cristaux de quartz, du feldspath rouge de chair, du fer carbonaté spathique noirâtre, de la pyrite de fer, de la pyrite de cuivre et de la galène en abondance. Ces deux variétés reposent directement sur un gneiss métallifère dont se composent les deux rives de l'Arksutfiord, et elles sont séparées l'une de l'autre par une élé-

vation du gneiss lui-même. Près du point qui renferme la *cryolite*, Giesecke a observé des veines minces de quartz pénétrées par de l'oxyde d'étain cristallisé en *octaèdres imparfaits* (1), par de la pyrite arsenicale, de la pyrite de fer, du wolfram et de la lithomange, et il fait remarquer que le tout offre une ressemblance frappante avec les filons d'oxyde d'étain de la Saxe et de la Bohême.

Les nouveaux cristaux de *baïérine* reçus dernièrement par M. Sœman, confirment la réalité de ces diverses associations, car la plupart retiennent encore à leur surface de petits cristaux d'orthose rougeâtre, des lames de galène et de molybdénite, quoiqu'ils soient entièrement isolés de la *cryolite* qui les entourait. Ce qui rend surtout ces échantillons intéressants, c'est que leur cristallisation s'est librement développée dans tous les sens, et qu'ils offrent par conséquent une enveloppe extérieure beaucoup plus complète que ceux d'aucune autre localité.

Du reste, ils sont très-rarement simples, et ils se composent le plus souvent de plusieurs individus enchevêtrés d'une manière irrégulière, de sorte que leurs faces, et principalement leur faces dominantes, sont loin d'être des plans parfaitement unis. Cependant, lorsqu'on parvient à isoler un seul individu, en cachant sous un enduit non réfléchissant tous ceux qui l'entourent, on reconnaît facilement, surtout à cause des zones dont elles font partie, un certain nombre de modifications entièrement nouvelles.

La *fig.* 5, Pl. VII, représente en projection horizontale toutes les formes que j'ai observées sur les cris-

(1) M. Greg m'a annoncé dernièrement qu'il possédait, dans sa collection, de ces cristaux d'étain rapportés autrefois par Giesecke.

taux du Groënland ; à l'exception des faces e^1 et r, je les ai plusieurs fois trouvées réunies sur le même échantillon.

Les faces les plus développées, p, a^2, h^1, m, g^2, u, sont déjà connues dans la baïérine des autres localités ; seulement les nouveaux cristaux sont beaucoup moins aplatis suivant le plan h^1, que ceux de Limoges, de Haddam et de Bavière, et par suite de la grande extension des faces u, ils prennent souvent l'aspect d'un octaèdre très-modifié.

Les cinq modifications subordonnées a^6, $b^{1/2}$, $e^{1/2}$, n, g^1, ont également été observées depuis longtemps ; mais les sept faces a^2, β, e^1, t, e_3, s, r, étaient complétement inconnues jusqu'ici. Ces faces, généralement très-petites, sont brillantes et beaucoup plus unies que les faces dominantes h^1, p, u, m; leurs incidences peuvent donc se mesurer avec une exactitude bien suffisante pour vérifier les zones à l'aide desquelles toutes, à l'exception de r, ont leur position immédiatement déterminée, par rapport à la forme primitive.

En partant d'un prisme rhomboïdal droit de 100° 40' dont un côté de la base est à la hauteur dans le rapport des nombres $b : h :: 1000 : 675,69$ on obtient pour les troncatures qui ne se trouvent ni sur un angle solide ni sur une arête de la forme fondamentale, les notations très-simples que voici :

$n = (b^{2/5}b^{2/7}g^1) = [613]$; zones a^3, u, g^1 et $h^1e^{1/2}$.
$s = (b^{2/4}b^{2/8}g^1) = [623]$; zones p, u, g^2 et $h^1e^{1/2}$.
$e_3 = (b^1 b^{1/3} g^1) = [211]$; zones g^2, a^3, e^1 et $h^1e^{1/2}$.
$t = (b^{1/2}b^{1/10}g^{1/3}) = [643]$; zones g^2, $b^{1/2}$, $a^{3/2}$, $e^{1/2}$ et $h^1e^{1/2}$.
$\beta = (b^1 b^{1/5} g^{1/3}) = [323]$; zones g^2, a^3, e^1 et $h^1b^{1/2}e^1$.
$u = (b^{1/2}b^{1/4}g^{1/3}) = [313]$; zones p, u, g^2 et $h^1b^{1/2}e^1$.
$r = (b^{1/6}b^{1/12}g^1) = [931]$; zone prg^2.

Le tableau suivant renferme les principales inciden-

ces que j'ai pu mesurer sur les cristaux du Groënland, comparées aux incidences calculées.

Tableau des incidences.

Incidences calculées.	Incidences observées.
mh^1 = 140° 20′	140° 00′
h^1g^1 = 111 54	111 30
h^1a^1 = 117 53	118 20
h^1a^2 = 109 26	
h^1a^6 = 100 00	
pa^6 = 170 00	170 00
pa^3 = 160 34	160 30
pa^2 = 152 7	151 30
$h^1\beta$ = 117 56	117 35
$h^1b^{1/2}$ = 128 30	128 30
h^1u = 104 51	104 30
βu = 166 55	166 50
$\beta b^{1/2}$ = 169 21	169 17
$b^{1/2}u$ = 156 16	156 10
uu de côté = 150° 18′.	150 30
mt = 153° 34′.	153 00
mu = 127 11	127 25
tp = 113 56	113 10
βp = 131 36	130 35
g^2r = 173 18	173 50
g^2s = 152 9	152 10
g^2u = 133 25	133 30
uu sur g^2 = 86° 49′.	86 45
ru = 140° 7′.	140 15
su = 161 16	161 35
sp = 117 51	118 00
h^1t = 124 56	123 30 ?
h^1e_3 = 117 39	117 30
h^1s = 109 15	109 00
h^1n = 99 54	
$h^1e^{1/2}$ = 90 00	
te_3 = 172 43	172 30
ts = 164 19	164 35
tn = 154 57	
$te^{1/2}$ = 145 24	
e_3s = 171 36	171 30
e_3n = 162 14	162 00
$e_3e^{1/2}$ = 152 41	152 35
sn = 170 38	170 35

Tableau des incidences.

Incidences calculées.	Incidences observées.
$se^{1/2}$ = 161° 5′	161° 00′
$ne^{1/2}$ = 170 6	170 40
nn sur $e^{1/2}$ = 160° 13′	160 35
sn sur $e^{1/2}$ = 150 51	151 00
ss sur $e^{1/2}$ = 141 30	142 10
e_3n sur $e^{1/2}$ = 142 27	142 30
e_3s sur $e^{1/2}$ = 133 6	133 40
e_3e_3 sur $e^{1/2}$ = 125 22	124 30
e_3m = 148° 3′	148 50
g^2e_3 = 152 32	152 35
$g^2\beta$ = 135 41	135 45
$e_3\beta$ = 163 10	163 12
g^2a^3 = 97 8	
e_3a^3 = 124 36	
βa^3 = 141 27	
e_3p = 116 00	

Sur les formes cristallines de l'Ilvaïte.

On n'a possédé pendant longtemps dans les collections que de gros cristaux d'*Ilvaïte* qui ne permettaient guère de mesurer leurs incidences qu'à l'aide du goniomètre d'application; aussi la forme primitive de ce minéral, donnée dans les traités, même les plus récents, est-elle déduite d'anciennes observations dues à M. Naumann et faites par ce procédé.

Ayant eu récemment l'occasion d'examiner de très-petits cristaux d'un noir parfait de l'île d'Elbe, de Norwége et de Toscane, j'y ai découvert quelques modifications nouvelles, et j'ai conclu d'une nombreuse série de mesures très-précises obtenues à l'aide du goniomètre de réflexion, qu'il y avait lieu d'introduire quelques corrections dans les dimensions adoptées jusqu'ici.

Les faces dont se composent ordinairement les cristaux de l'île d'Elbe, de Norwége et de Toscane, sont celles d'un octaèdre $b^{1/2}$, celles d'un biseau a^1 tangent

aux arêtes culminantes obtuses de l'octaèdre, et celles de plusieurs prismes verticaux plus ou moins fortement cannelés.

Les plans du biseau a^1 sont quelquefois très-unis, et leur inclinaison mutuelle se mesure alors avec beaucoup d'exactitude; ceux de l'octaèdre, même lorsqu'ils paraissent nets, portent généralement des stries fines parallèles à leur intersection avec a^1, de sorte que l'angle formé par leur rencontre sur l'arête obtuse du sommet est toujours un peu incertain : leur inclinaison sur l'arête aigüe se mesure, au contraire, assez exactement pour qu'on puisse la prendre comme point de départ dans la déterminaison de la forme primitive; une troisième incidence, qui sert de vérification aux deux autres, est celle de deux faces $b^{1/2}$ par-dessus la base.

Un grand nombre d'observations faites sur trois cristaux très-nets m'ont fourni :

$a^1 : a^1 = 112° 49'$ moyenne très-nette; $112° 41'$ moyenne moins nette.
$b^{1/2} : b^{1/2}$ de côté $= 117° 27'$ moyenne; écarts, $117° 23'$ à $117° 31'$.
$b^{1/2} : b^{1/2}$ sur la base $= 102° 48'$ moyenne; écarts, $102° 44'$ à $102° 52'$.

Les dimensions de la forme primitive déduites des deux premières, ou des deux dernières moyennes sont :

$$mm = 112° 38' \quad b : h :: 1000 : 368,39.$$

Les échantillons de l'île d'Elbe paraissent être les plus riches en modifications, et c'est sur de petits cristaux de cette localité que j'ai trouvé les trois faces nouvelles dont les *fig.* 6 et 7 montrent la disposition; ces faces sont très-remarquables par la simplicité de leurs symboles et par les zones dont elles font partie; on a en effet :

$n = (b^{1/2} b^{1/4} h^1) = [131]$; zones $h^1 b^{1/2}$ et $a^{1/3} g^1$.
$q = (b^{1/2} b^{1/4} g^1) = [311]$; zones $a^1 g^1$ et $p g^1$.
$e_2 = (b^1 b^{1/3} g^1) = [211]$; zones $h^1 e^{1/2}$ et $a^1 g^1$.

MÉMOIRE

SUR LES ÉTABLISSEMENTS D'AGORDO (HAUTE-VÉNÉTIE).

Par N. HATON, ingénieur des mines (1).

PREMIÈRE PARTIE.

GÉOLOGIE.

1. *Description du terrain.*

La ville de Bellune est située dans une large vallée de la Haute-Vénétie, dirigée à peu près de l'est à l'ouest et arrosée par la Piave. Le contre-fort septentrional est formé d'une masse puissante d'un calcaire peu solide, au milieu duquel sont pratiquées quelques vallées de déchirement étroites et profondes. Si l'on suit celle où coule le Cordevole on arrive au bout de quelques heures à un point où la nature de la contrée change tout à coup. Une montagne noire, formée d'un schiste ancien, se dresse au-devant du val, tandis que sur la droite on aperçoit des masses importantes de grès rouge. A ce point s'ouvre à gauche une vallée étroite où se trouvent sur une grande longueur des mines et des usines; et si l'on continue à suivre la rivière on arrive bientôt au village d'Agordo. Au delà l'horizon est borné de tous côtés par de hautes falaises calcaires,

(1) Cette notice a pour objet de signaler à l'attention une manipulation intéressante et peu connue qui permet de traiter avec avantage et sur une grande échelle, un minerai dont la teneur en cuivre est seulement de 1 1/2 p. 100.

appartenant à la formation qu'on a traversée. Le bassin d'Agordo est donc isolé entre ces montagnes et formé de terrains plus anciens dont la composition en a fait comme une oasis fertile au milieu de ces contrées calcaires et stériles. La nature y a concentré en outre d'abondantes richesses minérales et c'est cet ensemble dont il importe de poser d'abord les limites, que je me propose de décrire ici.

Schiste. Si l'on examine la carte géologique de ces environs (Pl. VIII, *fig.* 1) on y reconnaît une masse de schiste argileux dirigée vers 40° E. limitée au sud-est par l'étroite vallée nommée Val Imperina qui la sépare du calcaire, et du côté opposé par une bande de grès rouge. Cette roche présente des caractères assez constants. La schistosité et la stratification se confondent; elles ont la direction générale de la vallée et une inclinaison moyenne de 45°. Parfois pourtant les feuillets sont très-contournés et attestent des compressions violentes, surtout dans le voisinage du val. On y trouve de minces lits et aussi des fragments volumineux de quartz blanc qui indiquent une origine sédimentaire. La couleur est très-variable, c'est tantôt le noir bitumineux, tantôt un vert clair dans les parties supérieures, parfois le blanc pur ou altéré par quelques nuances talqueuses. Sous l'influence des agents atmosphériques, ce schiste se délite et se convertit en argile plastique. Au sud-est, dans le val de Mis, il a été remanié, et on y trouve

Brèche cuivreuse. une brèche à gros fragments de schiste vert et rose tendre. Le ciment en est peu solide et imprégné de malachite.

Porphyre. Plus au sud apparaît un filon de porphyre qui a recoupé le schiste et en a empâté des fragments. On en retrouve de semblables à la limite septentrionale sur quelques points; mais ce ne sont que des repré-

sentants de l'énorme masse porphyrique située au nord vers San Pellegrino, et qui s'étendent jusque dans la vallée de Fassa. Cette roche est un porphyre quartzifère. La pâte est d'un rouge foncé; les cristaux de feldspath, d'une nuance plus claire, sont nets et de 4 à 5 millimètres de longueur. Le quartz s'y voit en nodules hyalins très-développés, atteignant la grosseur d'un pois. Cette roche est altérée près de la surface du sol; elle devient brune, moins résistante et contient alors du mica.

Au contact du porphyre se trouvent des conglomérats formés de sa propre masse, dans lesquels la décomposition est de plus en plus marquée, jusqu'à ce qu'ils passent à un grès rouge bien caractérisé. Cette formation a dû s'étendre sur toute la contrée, comme l'attestent les nombreux témoins mis au jour dans les vallées; son épaisseur diminue vers le val Imperina qui paraît voisin de sa limite méridionale. Le grès est en général analogue à celui des Vosges, très-grossier, avec des fragments de quartz ressemblant pour la grosseur à ceux du porphyre, mais ternes et évidemment roulés. Près d'Imperina il se modifie beaucoup. Il est à grain fin, violacé, très-micacé, analogue au grès bigarré. Dans les couches supérieures surtout, le mica domine; le grès devient aussi calcarifère et parfois oolithique, mais en gardant toujours sa couleur rouge. On rencontre particulièrement dans ces strates de rares fossiles qui se rattachent aux espèces suivantes : *myacites elongatus* (Schl.); *pecten discites* (Br.); *possidonomia Becheri* (Br.); *avicula pectiniformis*. Le grès est partout en concordance avec le schiste et ne paraît pas avoir été affecté par l'éruption du porphyre. Il a été vers le nord-est recoupé par une cornéenne dure d'un vert clair, offrant des cli- Grès rouge. Cornéenne.

vages pseudo-réguliers, qui conduisent à un rhomboèdre.

Calcaire. Sur le grès, et en concordance avec lui, se trouvent les masses énormes de calcaire dont j'ai parlé. Le plus inférieur est d'un blanc sale, crayeux, peu résistant. C'est à son peu de consistance qu'il faut attribuer la formation des vallées d'arrachement qui le sillonnent. La même cause a produit des éboulements qui se sont opérés parfois sur une échelle gigantesque au point de donner lieu à la formation de vastes lacs, en barrant les vallées. On en peut citer trois exemples dans un rayon voisin d'Agordo : ceux d'Aleghe, au nord de cette ville, de Santa Croce, près de Bellune, et d'Antelao dans le district de Cadore. Ce calcaire a été relevé d'une manière générale vers le val Imperina dont il a la direction. Sur le bord de cette vallée l'inclinaison des couches atteint 80°. Il a été recoupé comme le grès rouge par la cornéenne.

Cette formation n'est pas la première qui recouvre la contrée. On rencontre au-dessus divers calcaires différenciés par leurs fossiles, des grès et des couches tertiaires ; affectés par des éruptions de trapps, de basaltes et de mélaphyres. Mais ces terrains ne se voient point dans le voisinage immédiat d'Agordo, et leur description n'intéresse point celle des gîtes métallifères de cette vallée.

Gîtes métallifères. Ces gîtes sont nombreux : ce sont pour la plupart des amas plutôt que des filons bien réglés. Ils sont disposés dans le val Imperina ou sur son prolongement dans le val de Mis, et leur direction générale est dans ce sens. On trouve d'abord une masse énorme de pyrite de fer cuprifère qui forme le but de l'exploitation et que je décrirai en détail. Entre elle et le calcaire se trouve une couche de gypse. Plus loin sont deux dépôts de

fer carbonaté spathique, brun, très-cristallin : l'un renferme des mouches et des tétraèdres de fahlerz argentifère, qui en ont fait l'objet d'une exploitation; l'autre, à Primiero, contient de la galène un peu argentifère et de la baryte sulfatée. Au contact du porphyre se trouve un riche dépôt de mercure : il consiste en un grès fortement imprégné de cinabre, et de plus de 15 mètres de puissance; il est recouvert de schiste, de grès plus récent et de la brèche schisteuse dont j'ai parlé. Il faut enfin signaler deux gîtes : l'un de plomb, l'autre de cuivre, situés près de Gosaldo, et un petit filon de malachite et de pyrite cuivreuse dans le haut du val de Mis, dont l'altération a pu charger de cuivre la brèche située à un niveau inférieur.

On peut d'après ce qui précède esquisser l'histoire de cette contrée. Le schiste s'y est déposé à une époque reculée, qu'on peut rattacher aux ères paléozoïques, sans préciser davantage, en l'absence de restes organisés. Il a été depuis recoupé par les porphyres, qui se placent ainsi à l'époque où on les voit ordinairement apparaître. Ceux-ci ont fourni par leur destruction et leur remaniement les conglomérats qui les avoisinent, et le grès rouge, qui a couvert toute la contrée. Ce vaste dépôt semble en effet rayonner autour de la masse porphyrique de San Pellegrino. Dans son voisinage il est plus grossier et renferme les nodules de quartz, tandis que la pâte argileuse et le mica ont été entraînés plus loin, dans la partie où le grès est à grain fin et où sa puissance a beaucoup diminué. Les masses calcaires enfin se sont déposées sur cet ensemble. Ces couches ont été alors recoupées par l'éruption de cornéenne qui les a contournées, sans que cette influence s'étende très-loin. C'est aussi à ce moment qu'il faut rapporter le soulèvement qui a remonté le schiste jus-

Esquisse géogénique.

qu'au niveau qu'il occupe aujourd'hui. Il a dû s'effectuer dans la direction du val Imperina, qui est celle de toutes les couches, et dans l'axe même de la vallée; car les strates plongent des deux côtés, et la selle prononcée qui s'y est produite a été naturellement disloquée, puis enlevée par l'érosion qui a tracé le val. On a encore, comme témoins de ces événements, quelques blocs calcaires restés sur les hauteurs de l'Armerole, et un brouillage abondant de calcaire, grès, porphyre, cornéenne, etc., qui remplit le fond de la vallée du Cordevole. Dans l'axe de cette dislocation se sont ultérieurement formés les dépôts métallifères. Leur nature en effet les rapproche des gîtes récents, et ils ont dû naturellement s'établir dans la partie où la communication avec l'intérieur était le plus facile.

2. *Description du gîte.*

Le minerai du val Imperina forme une masse considérable groupée autour d'un axe qui serait *dirigé* au nord-est vers 50°, et plongeant à l'est en formant un angle de 65° avec la verticale. Le gîte se montre au jour dans le haut de la vallée, et on reconnaît les limites de l'affleurement. Néanmoins on retrouve dans le prolongement de nombreuses traces qui donnent lieu à quelques espérances. Il paraît se terminer dans la profondeur et former ainsi une vaste poche. On a pratiqué dans la roche un dernier étage sans trouver la racine du minerai. Il paraît pourtant difficile d'admettre l'absence de communication avec l'intérieur. Il peut y en avoir une assez étroite pour avoir échappé aux recherches. La longueur estimée suivant l'axe depuis le fond jusqu'au jour, est de 515 mètres. La dimension perpendiculaire dans le plan vertical se tient à 65 mètres dans le tiers inférieur, et vers 105 mètres dans la partie

moyenne. Elle est plus grande dans le tiers supérieur où on ne peut encore la fixer entièrement. Quant à la largeur dans le sens horizontal, elle est excessivement variable depuis quelques mètres jusqu'à 60 et 75 mètres. Le gîte offre dans le haut un étranglement très-prononcé comme on peut le reconnaître sur les diagrammes de la *fig.* 2.

La masse est environnée de toutes parts par un schiste talqueux, blanc, mélangé de quartz, qui forme une sorte d'enveloppe continue et peu épaisse. La limite qui le sépare du schiste noir est partout très-nette. Il en est de même au contact du minerai. La séparation est complète, au point de présenter quelques dangers aux ouvriers, en permettant au minerai de se détacher spontanément de la roche. Le schiste recoupe parfois la masse dans diverses directions. Il renferme alors lui-même des cristaux de pyrite. On ne doit pourtant considérer ces parties que comme de la roche imprégnée et non comme du minerai appauvri, car la masse est partout compacte et dépourvue de gangue. Dans tous les cas les traces métalliques ne dépassent jamais l'enveloppe, et le schiste noir amène toujours la cessation des recherches. Enveloppe blanche.

Du côté septentrional la roche encaissante est comme je l'ai dit le schiste noir. Du côté opposé on rencontre une couche de gypse blanc, légèrement rosé, très-pur, qui n'est pas constante dans son allure. Elle ne paraît pas avoir été formée par dépôt ou précipitation; elle a dû résulter de la réaction lente du soufre des pyrites sur le calcaire, dont sont fortement imprégnées les masses qui représentent le grès rouge sur ce point. Ces masses sont rouges, parfois verdâtres, micacées et très-calcarifères. Au delà se trouve certainement le calcaire; mais jamais les travaux ne sont poussés de ce Gypse.

côté, à cause du peu de solidité que présenterait la roche.

3. *Nature du minerai.*

Le minerai est complétement massif, sans gangue apparente. Sa nature est sensiblement uniforme dans toutes les parties du gîte. Sur quelques points exceptionnellement il y a brouillage entre la pyrite et le schiste blanc. Il s'est opéré aussi dans toutes les directions de nombreuses fentes qui ont produit des surfaces de glissement, nettes et miroitantes, et de petites failles, souvent remplies après coup par un vitriol naturel à bases de fer et de cuivre. Dans quelques parties de la mine, principalement dans les étages supérieurs, le minerai a été désagrégé et se trouve à l'état de menu, qui porte le nom de schlich. Partout ailleurs il forme une roche compacte, dure, d'un jaune de laiton, ayant une cassure grenue analogue à celle de l'acier, qui le fait ranger par les allemands dans la catégorie des stahlerze.

Sous le rapport de sa composition le minerai doit être considéré comme une pyrite de fer cuprifère avec quartz finement disséminé. En ne mettant en évidence que les éléments principaux, la moyenne de plusieurs analyses a indiqué les proportions suivantes :

Cuivre.	1,60
Fer.	43,15
Soufre.	50,25
Quartz.	5,00
	100,00

ou en rapportant au cuivre :

Cuivre.	1,00
Fer.	26,97
Soufre.	31,41
Quartz.	3,12

Si on néglige la gangue le calcul donne :

Cuivre	1,866
Fer	45,420
Soufre	52,894
	100,000

Cette composition correspond à peu près à la formule d'un bisulfure :

$$(Fe, Cu).S^2.$$

La teneur moyenne en cuivre est, comme on le voit, excessivement faible, et cette circonstance imprime au traitement métallurgique un cachet tout particulier que je tâcherai de faire ressortir. Cette teneur est du reste assez variable. Elle atteint exceptionnellement 20 à 25 o/o et se réduit parfois à rien. La pyrite complétement stérile porte le nom de matton.

Outre ces éléments principaux, il faut en signaler plusieurs autres moins importants. La galène est parfois finement disséminée dans la pyrite qui porte alors le nom de *Piombifera*. Souvent même on a trouvé la galène presque pure en masses assez importantes, conservant la structure grenue. Elle est un peu argentifère, mais sa teneur est insignifiante. La blende est aussi disséminée dans le minerai et sa présence est mise en évidence dans le grillage des mattes où le zinc se concentre en raison de son affinité pour le soufre. Les tas se recouvrent bientôt d'une pellicule d'oxyde blanc. Le cobalt existe en traces insaisissables pour l'analyse. Il a été décélé dans le lavage des mattes, qui fournit un vitriol notablement cobaltifère. La présence de l'étain peut être mise en évidence dans le cuivre métallique provenant de la fabrication. Enfin l'arsenic et l'antimoine se trouvent dans le minerai en proportion notable, qui va jusqu'à 2,5 o/o. On les reconnaît facilement aux fumées épaisses que donne le grillage, et aux cristallisations d'acide arsénieux qu'on y obtient souvent.

DEUXIÈME PARTIE.

EXPLOITATION.

---

4. *Historique*

Les plus anciens documents que l'on ait conservés sur l'origine des mines du val Imperina, se rapportent au commencement du seizième siècle. A ce moment une famille vénitienne du nom de Crotta entreprit quelques travaux, qui en firent rencontrer bientôt d'autres plus anciens. L'exploitation continua dès lors quoique contrariée par les eaux. Le mode suivi à cette époque était différent de la méthode actuelle. On pratiquait dans les bons endroits du gîte de vastes excavations, qui portaient le nom de chapelle, et qu'on exploitait par simple éboulement, sacrifiant ainsi à l'avantage du moment l'avenir de la mine. Le 2 septembre 1654, à la suite d'un crime, les travaux changèrent de propriétaires. L'un des deux frères Crotta fut assassiné par l'autre. Le fisc de Venise confisqua la part du meurtrier, en concéda une partie à des particuliers, et créa pour l'exploitation du reste l'office de magistrat des mines. En 1692, on fit venir d'Allemagne un ingénieur prussien, Frédéric Wegberg, qui introduisit à Agordo le traitement par voie humide à peu près tel qu'il est pratiqué aujourd'hui. Mais bientôt les travaux furent arrêtés par un accident épouvantable. La chapelle Sainte-Barbe, qui avait atteint des dimensions énormes, s'écroula complétement, et les eaux de l'Imperina entrèrent dans la mine. Les éboulements continuèrent pendant un demi-siècle, à la suite d'une commotion aussi violente, et ils finirent par obstruer la galerie d'écoulement. On

en commença une autre qu'il fallut encore abandonner. Les choses étaient en cet état lorsqu'en 1777 la république appela en Italie le géomètre Demsche de Schemnitz. Il parvint au bout de deux ans à faire écouler les eaux et à reprendre les travaux. L'état de Venise commença alors à rentrer dans les concessions qui avaient été faites, et en 1787 il avait acquis intégralement la propriété du gîte. Quelques années après il était renversé par les Français, et ses provinces cédées à l'Autriche, qui prit en 1798 possession de la mine. Elle revint bientôt à la France, qui ne la perdit qu'en 1813. On abandonna à cette époque le système vicieux des chapelles et on commença à s'enfoncer au-dessous de la galerie d'écoulement. La méthode employée consistait dans un système de galeries parallèles, entre lesquelles on conservait un mur de minerai. On en abandonnait ainsi environ un tiers. De plus, les travaux étaient irréguliers et concentrés seulement sur les points les plus riches ; car le ministère fixait une limite inférieure à la teneur moyenne du minerai extrait. Ce n'est que depuis une vingtaine d'années que ce règlement a été supprimé, et qu'on a introduit la méthode régulière, à l'aide de laquelle on enlève maintenant la totalité du gîte. On la suit même dans les vieux travaux éboulés, d'où l'on retire encore ce qui en vaut la peine.

5. *Méthode d'exploitation.*

L'exploitation est conduite en vue d'extraire tout le minerai qu'on remplace au fur et à mesure par du remblai. Le gîte ayant la forme d'un amas, la méthode est appropriée à ce cas. On le divise par des plans horizontaux en sections, au nombre de neuf, qui sont exploitées simultanément. Chacune d'elles s'enlève par tranches, qui ont une hauteur ordinaire de chantier,

environ 2 mètres. On est conduit par la nécessité de remblayer un vide aussi considérable à les prendre successivement de bas en haut. Pour éviter que le plafond ne fatigue pendant l'exploitation d'une tranche, on le soutient sur un boisage, puis on remblaie en abandonnant les bois. On ne les reprend qu'une fois arrivé au niveau supérieur en les extrayant du sol sur lequel on se trouve.

Pour exploiter une tranche on emploie la méthode dite en travers. On trace une galerie de direction, soit dans l'axe de l'amas, soit au rocher; et, dans ce cas, on se place toujours du côté du schiste qui a plus de consistance. De distance en distance on attaque la paroi par une galerie transversale qu'on soutient, comme je l'ai dit, jusqu'à ce qu'on ait atteint la roche du côté opposé. On bat alors en retraite en remblayant complétement; puis on ouvre une galerie contiguë de la même manière. Le remblai de la précédente est suffisamment maintenu par les boisages abandonnés, on a du reste la précaution de le disposer avec quelque soin sur la paroi encore intacte. On opère ainsi à la fois dans les divers chantiers jusqu'à l'enlèvement complet de la tranche.

On joint à cette méthode régulière un réseau de travaux de recherches, dans le but de reconnaître d'avance, à l'aide d'essais chimiques, les variations de richesse du gîte afin de se régler ensuite d'après les exigences du moment. On pousse aussi quelques puits ou galeries au rocher pour découvrir les amas moins importants qui pourraient y être disséminés.

Il y a encore une classe de travaux rendus nécessaires par la méthode. Ce sont ceux qui ont pour but de procurer du remblai. On attaque pour cela la roche environnante, en y pratiquant des chambres au nombre de

huit. Elles sont toutes situées du côté du schiste, soit dans l'enveloppe blanche, soit dans le schiste noir lui-même. Pour faire ces travaux, on pousse une courte galerie, destinée à éloigner l'excavation des épontes même du gîte. On la divise bientôt en trois branches, et on termine celle-ci par des chambres qu'on exploite par simple éboulement. Le remblai ainsi obtenu est composé de quelques morceaux et d'une grande quantité de menu qui le rend susceptible d'un tassement uniforme. Cette matière est jetée dans des cheminées en bois, ou transportée sur des brouettes, jusqu'au point où elle est employée.

Dans la partie supérieure on exploite l'affleurement d'une manière un peu différente. On n'a pu pratiquer une grande excavation à ciel ouvert, ce qui semblait dicté par la condition d'enlever une masse de matière utile affleurant au jour. On eût ainsi reçu dans l'excavation toutes les eaux de la vallée qui est très-étroite. On pratique donc des excavations souterraines qui ne sont en communication avec le jour que par un puits d'entrée, tandis qu'un puits de fond débarrasse le chantier de l'eau qui s'y accumule et la laisse écouler dans la mine, d'où elle est extraite par le système régulier d'épuisement.

6. *Accessoires généraux.*

Soutènement.

La consistance des roches que l'on a à traverser est très-variable. Souvent le minerai et le schiste se maintiennent seuls. Parfois aussi dans les schlichs, ou dans les parties coupées par les failles, il faut soutenir les parois. C'est toujours nécessaire dans les roches qui encaissent le gîte du côté méridional. On emploie pour l'ordinaire le boisage, et dans les travaux destinés à être conservés, le muraillement.

Le bois est en général le larix et exceptionnellement le hêtre. On l'emploie en rondins écorcés ou en palplanches. Les galeries sont maintenues parfois seulement à l'aide de quelques buttes, plus souvent avec des cadres formés d'un chapeau et de deux montants sans semelle; le remblai qui forme le sol ne donnant lieu à aucune poussée. Cette disposition permet ensuite de les extraire complétement, comme je l'ai indiqué. On est parfois forcé de garnir la paroi de palplanches ou d'avoir des cadres jointifs. Enfin si l'on a à traverser des schlichs ou de vieux remblais on emploie le procédé du poussage. Les puits de communication sont ménagés de bas en haut à mesure que l'on remblaie. On dispose à cet effet des rondins en croix assemblés avec embrèvement et on entasse le remblai tout autour de manière à conserver un vide rectangulaire.

Les matériaux de construction sont le calcaire résistant, qu'on emploie en pierres de taille, et le schiste verdâtre à l'état de moellons. On les prend dans des carrières voisines. Les galeries qui rejoignent le gîte et celles qui servent au roulage intérieur sont munies d'un revêtement en pierres sèches. Elles ont pour section une ellipse complète, dont les axes sont de 1^{m},20 et 1^{m},80. Un plancher est disposé pour la circulation. Les pentes sont ménagées, pour égaliser à peu près l'effort de traction dans les deux sens. Le grand puits d'extraction est entièrement revêtu en pierres de taille. Sa section est une ellipse de 4 mètres sur 2^{m},10. Il a une hauteur totale de 145 mètres dont un tiers se trouve dans le schiste et le reste dans la masse du minerai. Au fond et à deux niveaux intermédiaires sont ménagées des chambres pour le puisard et les recettes. La voûte en est elliptique et de révolution, soutenue par quatre colonnes sur le bord du puits.

Pour l'épuisement la mine est divisée en deux parties séparées par l'étage San-Francisco. Les eaux de la partie supérieure s'écoulent naturellement par les deux galeries Saint-Antoine et Saint-François. Celles des étages inférieurs se rassemblent dans un puisard situé au bas du puits principal, d'où elles sont élevées jusqu'à la galerie San-Francisco par une machine hydraulique. Épuisement.

Le moteur est une roue en dessus de $11^m,30$, placée dans une chambre voisine du puits. L'eau lui est amenée par une voie supérieure; elle s'écoule ensuite par la galerie Saint-Antoine. Le système ordinaire de renvoi communique le mouvement aux maîtresses-tiges. Celles-ci sont en chêne, de $0^m,13$ de côté, assemblées en trait de Jupiter et frettées. Elles règnent jusqu'au fond, dans un compartiment du puits principal, sur une hauteur de 108 mètres. Au-dessous de l'étage Saint-François se trouvent vingt-deux répétitions de pompes. Chacune d'elles est double. Les pompes sont aspirantes. Le piston est à la Bramah avec clapet intérieur et garniture de cuir. Il est embranché sur les maîtresses-tiges qui sont continues. La hauteur d'une répétition est de 4 mètres. L'aspiration se fait sur $1^m,60$; la course est de $1^m,20$ et l'eau forme une colonne égale au-dessus du piston. L'effet utile de cet appareil est par jour de 165 mètres cubes d'eau élevés à une hauteur de 68 mètres.

Pour l'aérage il faut aussi distinguer les deux portions situées de part et d'autre de l'étage San-Francisco. La partie supérieure est ventilée naturellement en vertu de la différence de niveau d'environ 100 mètres qui existe au-dessus de la galerie d'écoulement. Pour les étages inférieurs on n'a pas de moyen régulier de ventilation. Cependant l'air n'y est pas malsain. La Aérage.

température s'élève beaucoup dans les travaux. L'air ainsi échauffé tend en vertu de sa légèreté spécifique à s'élever et à être remplacé par d'autre plus froid. Le réseau compliqué de puits et de galeries facilite cette circulation, dont le sens est déterminé par des causes accidentelles telles que le roulage, la descente des eaux, etc. Quand on fonce un ouvrage nouveau et sans issue, on se sert de trompes mobiles, dont on fait parvenir le vent au front de taille, à l'aide de tuyaux de bois.

On se trouve à Agordo dans le cas des mines métalliques dont l'éclairage ne présente aucune difficulté. On se sert de simples lampes à main ou raves, qui peuvent s'accrocher au chantier. Les rouleurs emploient de petites lanternes en bois ouvertes sur le devant. Quelques lumières sont à demeure aux recettes et dans les voies de roulage. L'huile et la mèche sont fournies par l'administration et distribuées aux ouvriers.

La circulation se fait uniquement par *les échelles*. Les règlements interdisent l'usage des bennes. Une descenderie régulière par échelles verticales se trouve dans le compartiment des pompes. Elle est employée pour la visite et la réparation de ces appareils. Celles qui servent pour le renouvellement des postes, sont placées d'une manière irrégulière dans les puits de communication. Cette partie du service est du reste assez mal tenue. Les échelles sont trop étroites et trop peu inclinées. La circulation en est rendue assez difficile.

7. *Travail au chantier, roulage, extraction.*

Abatage. Dans les schlichs les ouvriers emploient de longs leviers pour l'abatage. Partout ailleurs le travail se fait à la poudre. On se sert de fleurets en fer de $0^m,60$ à

$0^m,80$ de longueur avec un ciseau circulaire de $0^m,03$. Deux hommes assis, dont l'un maintient la tige avec la main, frappent alternativement sur la tête avec de longues massettes. On nettoie le trou de mine avec la curette, et on y place 40 à 50 grammes de poudre sans cartouche. On dispose alors l'égoupille de sûreté; on bourre avec du grès rouge menu ou du schiste blanc non quartzeux, à l'aide d'un bourroir en fer. Les choses étant ainsi disposées, les ouvriers mettent le feu à la mèche, poussent un cri d'avertissement, et s'éloignent. On tire ordinairement trois coups à la fois, néanmoins on s'arrange pour entendre distinctement les trois détonations, afin de prévenir les accidents. Les ouvriers reviennent ensuite au front de taille et achèvent au pic l'abatage du minerai.

Roulage.

Le transport intérieur comprend un roulage dans les galeries et une élévation dans les puits de communication. Celle-ci se fait dans de grands seaux à l'aide de treuils à bras manœuvrés par deux hommes. Le roulage est opéré dans des chiens, sur des planches disposées dans les galeries. Deux hommes les conduisent, l'un tirant le brancard avec les mains derrière le dos et une lanterne sur la poitrine, l'autre poussant par derrière. On amène le chien au front de taille et les rouleurs le remplissent en se servant d'une houe et d'une pelle. Le chien est ensuite mené directement à la recette ou au pied des puits secondaires, où il est déchargé. On transporte ainsi 215 kil. à chaque voyage.

Extraction.

Tout le minerai se concentre à la recette inférieure ou à celles de Saint-Antoine et de Saint-François. La manœuvre y est simple. La benne s'enfonce au-dessous du sol de la galerie et on y déverse successivement la charge des chiens. Le signal du départ est ensuite donné par un coup de sonnette. Au jour on élève la benne au-

dessus de l'orifice du puits. Un ouvrier la saisit à l'aide d'un crochet et on la redescend sur le parapet, puis on la fait basculer en dehors. Elle est enlevée de nouveau et redescendue dans le puits.

L'extraction se fait dans deux compartiments du puits principal. Les bennes sont suspendues à un câble en fil de fer de $0^m,025$ de diamètre qui s'enroule sur deux bobines cylindriques, calées sur l'arbre d'une roue hydraulique en dessus de $8^m,60$ de diamètre et 18 chevaux de force. Elle est à double aubage et l'on peut en ouvrant l'une ou l'autre vanne faire tourner la roue dans les deux sens. Pour arrêter le mouvement on se sert de deux puissants freins. Ces trois appareils sont manœuvrés sans difficulté, à l'aide de leviers et de chaînes que tient un ouvrier sur le bord du puits. On monte à chaque fois 600 kil. de minerai et l'extraction est pour une journée moyenne de 60 tonnes métriques.

8. *Travail au jour.*

Cassage et triage. La nature des choses ne comporte pas de préparation mécanique, car le minerai est massif, ou du moins la partie utile y est disséminée moléculairement dans la pyrite stérile. Le travail à la recette ne consiste qu'en un cassage et un triage à la main. On sépare le minerai en plusieurs classes de richesse d'après l'apparence de sa cassure, suivant que sa couleur jaune est plus ou moins lavée par l'abondance de la silice ou blanchie par de la galène. Sous ce rapport on fait cinq sortes, qui portent les noms suivants :

1 matton,
2 povera,
3 buona,
4 ottima,
5 piombifera.

Cette dernière est accidentelle; la première comprend

les pyrites stériles qui sont rejetées; les trois autres correspondent à des sections différentes de la manipulation. La pyrite riche tient ordinairement en cuivre de 4 à 8 o/o et au-dessus, la bonne de 1,5 jusqu'à 4, la pauvre au-dessous de 1,5 o/o. Les teneurs moyennes de ces classes sont en centièmes :

Pyrite riche.	6,0530
Pyrite bonne.	2,4616
Pyrite pauvre.	0,6334

Les quantités produites sont :

Pyrite riche.	2,22
Pyrite bonne.	46,16
Pyrite pauvre.	51,63
	100,00

On peut, d'après cela, calculer la teneur moyenne qui est exactement :

Teneur moyenne. . . . . 1,5971 p. 100

Les schlichs forment une catégorie à part que l'on répartit ensuite dans ces trois classes en se fondant sur des essais chimiques.

Toutes ces matières sont chargées séparément dans de petits wagons en forme de chiens, munis d'un brancard et traînés par un homme. Ils descendent d'eux-mêmes sur le sol incliné d'une bonne route; on les remonte vides sur une voie latérale formée de planches. La distance de la recette au lieu de l'élaboration est très-variable, car les usines sont espacées sur une grande longueur dans le val Imperina. Elle est en moyenne de 600 mètres. Sur le parcours les wagons passent à une bascule où on note le poids de la charge. On en prend en même temps, à titre d'essai, un ou deux morceaux qui sont envoyés au laboratoire. Le reste est déchargé et commence à subir la série des manipulations. Transport.

TROISIÈME PARTIE.

TRAITEMENT MÉTALLURGIQUE.

---

9. *Principe du traitement.*

La méthode que j'ai à décrire n'est suivie qu'à Agordo et à Mühlbach dans le Tyrol. C'est dans la première de ces localités qu'elle est appliquée sur la plus grande échelle. Elle est éminemment propre au traitement des minerais sulfurés très-pauvres. Elles comprend une série d'opérations par voie sèche et par voie humide dont je vais d'abord présenter l'ensemble.

Des trois sortes de minerais que fournit la mine, la plus riche seule passe directement à la fusion et va à la fonte crue. Le reste subit un grillage préalable qui forme la partie originale de la méthode. Il n'a pas seulement pour but, comme à l'ordinaire, de chasser une partie du soufre, mais aussi de *concentrer le cuivre* dans une quantité beaucoup moindre de matière. Dans ce but l'opération est conduite avec une extrême lenteur. Le départ d'une partie du soufre se fait progressivement, et à mesure que son appauvrissement se propage dans la masse, le cuivre, en raison de son affinité pour ce métalloïde, se concentre vers l'intérieur, par une action moléculaire analogue aux transports électrochimiques ou à la cémentation de l'acier. On finit par obtenir des fragments dont le centre est formé par un noyau ou tazzone amené à une teneur beaucoup plus grande et entouré d'une enveloppe terreuse notablement appauvrie. Ces matières sont séparées par un cassage et un triage à la main. Les noyaux vont à la fonte crue et la terre subit le traitement par voie humide.

La lenteur du grillage permet aussi à une partie du soufre de se dégager sans oxydation, ce qui permet de le recueillir. Un raffinage l'amène ensuite à l'état marchand.

Le traitement des terres commence par une lixiviation méthodique qui a pour but d'en retirer les parties salines. Le résidu est rejeté. Les eaux chargées de sulfates de fer et de cuivre sont décantées après clarification. Elles sont alors chauffées dans des chaudières où on les amène peu à peu à saturation. Pendant cet enrichissement on précipite complétement le cuivre par le fer, de telle sorte que l'opération conduit à un cuivre de cémentation en poudre fine et à une eau chargée de sulfate de fer. Le premier passe encore à la fonte crue, et les eaux vitrioliques sont après clarification abandonnées à elles-mêmes pour cristalliser. On obtient par là un second produit marchand, le vitriol vert.

Il ne reste plus à indiquer que le traitement par voie sèche. Il comprend simplement une fonte crue, une fonte pour cuivre noir avec grillage des mattes et l'affinage. La fonte crue s'opère avec la pyrite riche, les noyaux fournis par le grillage, le cuivre de cémentation, les crasses et les fumées des opérations ultérieures. On y ajoute des scories riches et un fondant terreux. Le métal s'y concentre dans une matte qui est grillée à plusieurs feux et qui va à la fonte pour cuivre noir. On lui adjoint les mattes riches de cette seconde opération après grillage, le fondant et quelques produits accessoires. Le cuivre noir est enfin affiné à la coupelle allemande, où on l'amène à l'état marchand.

Telle est la succession compliquée d'opérations dans le détail desquelles je vais maintenant entrer.

10. *Grillage du minerai.*

Théorie de l'opération.

Cette partie de la manipulation est la plus caractéristique de la méthode d'Agordo. Elle est très-simple en principe et en pratique, et néanmoins elle apporte de profondes modifications dans la constitution du minerai. Le soufre y passe à quatre états différents. Une partie reste directement combinée aux métaux, spécialement dans le noyau intérieur. Une autre sous forme d'acide sulfurique reste dans l'enveloppe terreuse combinée aux oxydes de cuivre et de fer. La plus grande partie est oxydée partiellement et chassée à l'état d'acide sulfureux; enfin une certaine quantité est simplement réduite à l'état de vapeur que l'on recueille. Les autres corps subissent aussi des modifications importantes. L'arsenic, sous l'influence de cette oxydation lente, passe à l'état d'acide arsénieux. La plus grande partie est chassée à l'état gazeux. Le reste se condense près de la surface, où on en trouve parfois de belles cristallisations. Elles sont en octaèdres blancs, limpides, très-bien déterminés. Le fer reste en partie combiné au soufre dans le noyau. Le reste est oxydé. Une portion amenée seulement à l'état de protoxyde s'unit à l'acide sulfurique; la plus grande partie est changée en peroxyde et fixe encore probablement une certaine quantité de cet acide à l'état de sous-sel.

Pour le cuivre, les changements d'état dont j'ai dit quelques mots sont plus importants et plus remarquables. L'enveloppe terreuse en retient une partie à l'état de sulfate ou de sulfure. Le reste se concentre vers l'intérieur où il forme un sulfure riche. Ce noyau peut présenter plusieurs apparences très-tranchées qui correspondent à des degrés de richesse différente. La couleur est dans le meilleur type le bleu foncé, légè-

rement violacé analogue à celui de l'acier après la trempe. On a aussi le violet bien caractérisé. Ces deux espèces et tous les passages intermédiaires présentent les caractères minéralogiques du cuivre panaché. La nuance suivante est le jaune laiton du cuivre pyriteux très-prononcé. Son intensité décroît ensuite jusqu'à celle du minerai cru dans les incuits. Sauf ce dernier cas, la limite est toujours très-nette entre le noyau et la terre qui l'environne. On observe fréquemment sur un même morceau ces diverses nuances, disposées ordinairement en enveloppes concentriques. Le passage de l'une à l'autre est toujours brusque et nettement accusé. Dans toutes ces variétés, la cassure est finement grenue comme celle du minerai, ce qui atteste un remplacement moléculaire et non un remaniement physique.

Sous le rapport de la composition chimique les noyaux se rangent au-dessous des monosulfures. L'analyse d'un morceau appartenant à la meilleure classe et complétement séparé de la terre a donné :

Cuivre	41,64
Fer	28,76
Soufre	29,38
Résidu et perte	0,32
	100,00

Cette composition est intermédiaire entre les formules M^4S^3 et M^5S^4. Celle d'une terre de première qualité a été trouvée de :

Sulfure de cuivre	4,23
Sulfate de cuivre	3,00
Sulfate de fer	0,18
Peroxyde de fer	85,70
Quartz	2,85
Eau	3,04
	100,00

En dernière analyse :

Cuivre	4,77
Fer	60,34
Soufre	2,92
Oxygène	26,98
Quartz	2,85
Eau	3,04
	100,00

La perte que subit le minerai résultant de la différence entre le soufre expulsé et l'oxygène fixé est de 30 p. 100.

Grillage en meules.

Pour opérer ce grillage, on suit à Agordo deux méthodes. La plus ancienne emploie des meules allongées placées sous de vastes toitures en planches pour éviter que la pluie ne gêne la combustion ou ne donne lieu à une lixiviation prématurée. Les tas ont la forme de troncs de pyramide à base rectangulaire. Leur longueur est variable; la section transversale est un trapèze ayant 6 mètres de base inférieure et 2^m,50 de haut. Ces meules renferment en moyenne 209 tonnes de minerai neuf. Leur nombre permanent est de 60 à 65. Leur construction exige quelques soins particuliers que je vais indiquer.

On commence par pratiquer une excavation de 1^m,30 de profondeur sur l'emplacement que doit occuper la meule, ou plutôt on enlève complétement la base de l'ancienne. Puis on remplit le vide avec des terres déjà lavées jusqu'au niveau du sol. On dispose ensuite au-dessus la pyramide de minerai neuf en morceaux. On y ménage des lits inclinés de schlich au nombre de quatre ou cinq, ayant la direction de la longueur et destinés à empêcher une communication trop facile entre les diverses parties de la meule et à intercepter les courants d'air transversaux. On dispose par-dessus le tout une couverte de terre lavée sur 0^m,12 ou 0^m.15.

On a soin de ménager à l'aide de bûches de bois aux angles inférieurs de petites chambres où l'on place du menu bois et des copeaux.

La meule est prête alors et on met le feu au combustible. Au bout d'un jour, il est complétement brûlé; on bouche les vides qu'il a laissés, et la combustion, alimentée seulement par le soufre des pyrites, se propage vers l'intérieur. On embrasait autrefois la masse au moyen de cheminées ménagées dans l'intérieur; mais le vent contrariait la marche du feu qu'il rejetait sur le minerai déjà grillé, tandis qu'il vient maintenant en aide à la propagation de la combustion. L'opération marche d'elle-même, et on n'a qu'à exercer une surveillance active pour éviter que la chaleur ou les courants d'air ne donnent lieu à des explosions partielles qui feraient sauter la couverte. Au bout de cinq à six semaines, le soufre commence à paraître et on fait la récolte. Quand les dégagements gazeux ont complétement cessé, ce qui arrive au bout de huit à neuf mois, on laisse refroidir un mois, puis on enlève la couverte et on reprend les matières qui sont portées sur l'aire de cassage.

Cette méthode satisfait assez bien aux conditions de lenteur et d'oxydation progressive qui sont nécessaires; mais on ne peut se dissimuler qu'elle est défectueuse sous plusieurs rapports. Les meules sont, en effet, exposées à l'action variable des vents. La quantité de soufre recueillie est relativement très-faible, et enfin les matières repassées qui forment la base des tas se trouvent placées pour le grillage dans de très-mauvaises conditions. On a cherché à remédier à ces inconvénients par l'emploi d'appareils qui ont été construits pour la première fois à Mühlbach et qui portent le nom de fours styriens (Pl. IX, *fig.* 1 et 2).

Four styrien

Cette nouvelle méthode se rattache encore à celle du grillage sur des aires ; néanmoins l'emplacement est environné d'une enceinte et présente des détails compliqués de construction. On a ménagé dans les murs des cavités ou chambres destinées à la récolte du soufre. Elles sont mises en communication avec l'intérieur par des canaux inclinés au nombre de neuf et convergents, afin qu'un petit nombre de chambres suffise pour répartir uniformément les ouvertures sur la paroi interne. La longueur du four est arbitraire. Il est divisé en sections. Le sol de chacune d'elles est formé par quatre plans inclinés dont la pente est dirigée vers les angles. Des rigoles en dessinent toutes les intersections ; quelques autres sont tracées sur les faces mêmes de ces pyramides. En face des arêtes de thalweg et au niveau du sol sont pratiqués dans le mur des conduits aboutissant au dehors à des creusets en forme de quart de sphère. Le but de cette disposition est à la fois de ménager l'accès de l'air dans la masse et de faire écouler au dehors le soufre déposé sur le sol. Quatre canaux enfin sont ménagés dans les angles, afin de fournir l'air nécessaire à la mise en feu. Tout l'appareil est placé sous une halle en charpente recouverte d'une toiture en planches.

Le chargement du four nécessite encore des soins particuliers. On commence par disposer aux quatre angles le bois nécessaire à la mise en feu et par recouvrir les rigoles de cailloux plats. Au-dessus des croisements culminants de ces conduits, on élève des cheminées formées de couronnes superposées que l'on sépare l'une de l'autre à l'aide de morceaux cubiques. Ces matériaux sont confectionnés à l'aide de minerai menu gâché avec du schlich tamisé. Cette disposition a l'avantage de répartir l'air à la fois dans toute la

masse et aussi de fournir des noyaux provenant du schlich, qu'on n'obtenait pas par l'ancien procédé. On accumule enfin le minerai dans tout l'espace vide en alternant par couches le gros et le menu, et ménageant de distance en distance quelques lits de copeaux pour accélérer la mise en feu. Il ne reste plus alors qu'à rétablir la partie du mur qu'on avait dû abattre pour le défournement et à faire la mise en feu. Le grillage se termine au bout de cinq à six mois et on traite à la fois 288 tonnes de minerai.

Les avantages qu'on est en droit d'attendre de l'emploi de ce four, d'après les premiers essais, sont une économie sur la durée de l'opération et sur le combustible employé, et aussi une récolte de soufre plus abondante. Il semblerait naturel de profiter, en outre, de l'abondant dégagement d'acide sulfureux pour établir une fabrication d'acide sulfurique à l'aide de chambres de plomb. Mais les conditions économiques où se trouve placée l'usine d'Agordo ne s'y prêteraient probablement pas, et, en outre, l'abondance des vapeurs arsenicales nuirait considérablement à la pureté du produit.

Après le déchargement, le gros est séparé du schlich et porté à l'aire du cassage. Des enfants à l'aide d'un marteau fendent les morocaux et séparent le tazzone de la terre. Le point important est de ne pas omettre de noyaux, qui seraient perdus dans le traitement par voie humide. Il faut aussi diminuer autant que possible la quantité de terre, qu'il est inévitable de laisser autour. Les incuits sont mis à part et repassent au tas de grillage. Cette opération est l'une des plus importantes et pourtant on ne s'est point préoccupé de la perfectionner. Peut-être y aurait-il lieu de tenter une séparation plus parfaite par des moyens mécaniques fondés Cassage et triage.

sur la différence de ténacité des noyaux qui sont durs à la terre qui est relativement friable.

Les proportions des divers produits sont, en comprenant nécessairement avec les noyaux la terre qui leur reste adhérente :

Terre			86,74
Noyaux bons	89,00	11,78	
Noyaux pauvres	11,00	1,48	
	100,00	13,26	13,26
			100,00

Les teneurs moyennes sont :

Terre	0,7041 o/o
Noyaux bons	5,02
Noyaux pauvres	3,45

Celle des terres a été déduite par le calcul.

Les consommations auxquelles ces opérations donnent lieu sont par tonne de minerai cru :

Bois de corde	$0^{st},025$
Copeaux	0 ,001

Le grillage occupe sept ouvriers à la tâche et le cassage cent vingt et un, qui doivent fournir par jour une mesure de 54 kilogrammes de noyaux. La main-d'œuvre se monte par suite par tonne de minerai cru à :

Grillage	$0^{j},147$
Cassage et triage	2 ,491
	2 ,638

La quantité de minerai traitée annuellement est de 15.302 tonnes qu'on passe en 78 opérations.

11. *Fabrication du soufre.*

Récolte sur les meules.

Le minerai contient, comme nous avons vu, environ 50 p. 100 de soufre. Sous l'influence de la chaleur une partie se trouve chassée à l'état de vapeur. Elle s'élève à la base des tas, qui subit la première l'impression du

feu, mais elle se condense bientôt près de la surface refroidie par le contact de l'air. La température s'élevant peu à peu, le soufre passe dans cette partie à l'état liquide, sans toutefois couler dans le bas où il se trouverait volatilisé de nouveau. A ce moment on pratique dans la couverte, à l'aide d'une masse qu'on y enfonce, des creusets hémisphériques de $0^m,25$ de diamètre. On les dispose aux endroits où le dégagement paraît le plus abondant. Ces points se trouvent ordinairement aux affleurements des lits de schlich qui se décompose plus facilement, ou sur l'arête de thalweg de deux talus qui subit une sorte de pression hydrostatique de la part du soufre des parties voisines. Tous les jours un ouvrier spécial fait la visite des tas et recueille avec une cuiller de fer le soufre qu'il verse dans un petit baquet de bois. Ce métier est rendu très-pénible par les torrents d'acide sulfureux qui s'échappent des meules. Au bout de quelque temps les creusets deviennent improductifs; il faut alors enlever la couverte alentour et la remplacer par des matières neuves. La récolte continue ainsi jusqu'à la cessation du dégagement. La quantité de soufre obtenue, rapportée au minerai neuf, est de 0,002 ; le rendement est par suite de 0,004.

Récolte dans le four styrien.

Le four styrien place la récolte du soufre dans des conditions plus commodes et plus avantageuses. La charge étant disposée par couches horizontales avec interposition de lits de menu, et le feu étant mis à la partie inférieure, c'est d'abord cette partie qui donne du soufre. Il coule sur le sol du four dans les creusets extérieurs. Peu à peu la combustion se propage dans la masse, et il sort successivement par les divers étages de conduits inclinés, d'où il tombe sur le sol des chambres. Vers la fin de l'opération on pratique encore quelques creusets dans la couverte supérieure. La pro-

duction a toujours été en croissant dans les essais que l'on a faits successivement. Elle était en dernier lieu de 0,011 rapportée au minerai, ou de 2,2 p. 100 du soufre total.

Raffinage. Le soufre brut ainsi obtenu est nécessairement très-impur ; on l'affine par une simple fusion suivie d'une période de repos dans laquelle les crasses tombent au fond ou se réunissent à la surface. Elle se pratique dans quatre chaudières de fonte, en forme de demi-ellipsoïdes de révolutions. Des couvercles en planches les recouvrent pendant l'opération. Quatre conduits pratiqués au-dessous servent pour le chauffage ; ils se réunissent dans une cheminée centrale. Des registres permettent de régler leur ouverture. L'opération, à la fois périodique et continue, ne cesse pas qu'on n'ait affiné tout le soufre brut accumulé.

On charge le soufre en morceaux et on allume du bois dans le conduit. Quand la fusion est à peu près complète, on ferme le registre et on porte le feu sous une autre chaudière qui entre alors en élaboration. On laisse reposer et on attend qu'il se soit formé une croûte superficielle. Elle renferme beaucoup d'impuretés ; on l'enlève et on la met de côté. On commence alors à reprendre le soufre liquide avec des cuillers de fer et à le verser dans les moules. Ceux-ci sont en bois, formés de deux parties symétriques, qu'on rapproche, et qu'on maintient avec des frettes. Ils présentent alors des vides légèrement coniques. On les laisse plongés dans l'eau jusqu'au moment de s'en servir, pour éviter l'adhérence. On les démonte au bout de quelque temps et on en retire les canons de soufre, qui sont emballés et emmagasinés. Lorsqu'on a enlevé toute la partie limpide, on fait une nouvelle charge sans nettoyer la chaudière. Ce n'est qu'au bout de trois ou quatre opé-

rations, qu'on y plonge une tige de fer et qu'on laisse solidifier complétement la masse. On chauffe alors légèrement et on enlève en une fois le pain de crasses. Cette matière est d'un gris de cendre, sillonnée par de petits filons de soufre en forme de racines. On repasse à la fin toutes les crasses pour en retirer encore ce que l'on peut, le reste est rejeté.

On charge à la fois 150 kilogrammes de soufre, dont l'élaboration dure quatre à cinq heures. Le travail occupe trois ouvriers en trois postes et donne lieu par tonne de soufre brut à une consommation de :

Bois de corde	0st,718

La perte est :

Soufre brut des meules	2,5 p. 100
Soufre du four styrien	14,0

Elle est beaucoup moins forte pour le soufre des meules, qui est obtenu par sublimation, que pour celui du four styrien qui coule en entraînant beaucoup de poussières. Si l'on tient compte de cette différence, on trouve :

	Meules.	Four styrien.	Rapport.
Rendement en soufre	0,0029	0,0189	6,5
Bois par tonne de soufre pur	0st,7359	0st,8185	1,1
Main-d'œuvre *id.*	3j,30	3j,60	1,1

On voit que l'augmentation que subit le rendement est six fois plus considérable que celle de la dépense, et comme celle-ci est une petite fraction du prix du soufre, on peut estimer à cinq ou six l'avantage de la nouvelle méthode, dans l'état actuel, qui n'est encore que transitoire.

12. *Lixiviation.*

Les terres séparées des tazzoni passent à la lixiviation qui a pour but d'en retirer les sulfates métalliques. Elle comprend une série d'opérations dont je vais indiquer l'ensemble.

La terre vierge commence par subir trois digestions qui forment la *lizivia:ione prima*. Les deux dernières sont faites avec de l'eau pure et donnent des liqueurs ou scoli qui sont mélangées et servent pour la première opération. Celle-ci se pratique sur la terre neuve qui subit successivement les deux autres. L'eau qui en résulte (*acqua saturata*) passe alors à la cémentation. A la suite de cette première lixiviation, la terre appauvrie est grillée de nouveau, et forme la base et la couverte des meules. La terre subit alors une seconde lixiviation identique à la première, puis une nouvelle série de digestions qui constituent le lavage (*lavatura*). Elle comprend quatre périodes que traverse la terre pauvre. Celle-ci finit par être lavée à l'eau pure, qui remonte dans cette série pour former l'eau pauvre (*acqua povera*). Après cette longue suite d'opérations, la terre n'est pas encore définitivement rejetée ; elle subit un criblage sur une grille qui a $0^m,015$ de vide. Le menu considéré dès lors comme stérile est abandonné ; les gros morceaux au contraire retournent au tas de grillage et recommencent à subir le traitement à partir de la seconde lixiviation. La proportion de ce gros est à peu près de moitié et si l'on considère la série :

$$\frac{1}{2}+\frac{1}{4}+\frac{1}{8}\ldots\ldots=\frac{\frac{1}{2}}{1-\frac{1}{2}}=1,$$

on voit que cette quantité égale celle du minerai en roulement; comme du reste celui-ci subit deux grillages, il faut compter pour l'emplacement sur une quantité triple de la production de la mine.

Ainsi que nous l'avons vu, la teneur moyenne des terres vierges est de 0,7 p. 100. On peut négliger complétement celle de la partie rejetée; un dernier lavage, tenté à titre d'essai, a en effet donné un résultat insignifiant. L'eau saturée des deux lixiviations est amenée

en moyenne à 30°,58 Baumé ; l'eau pauvre arrive à 13°,2. Le mélange qui subit la cémentation est à 26°,75.

La manipulation est très-simple; toutes les opérations s'effectuent dans des réservoirs en planches de 3m,50 en carré sur 1m,30 de profondeur. On charge en moyenne 12.960 kilogrammes de terre sèche qui est apportée à la brouette. On la traite par les deux tiers de son poids d'eau, qui occupe une hauteur de 0m,70. La durée de la digestion est toujours de vingt-quatre heures. Au bout de ce temps, à l'aide de pompes grossières on extrait l'eau qui se rend par des canaux à la cuve suivante. Elle finit par être versée dans des réservoirs où elle se clarifie avant de subir la cémentation. La terre n'est enlevée qu'au moment d'être grillée de nouveau ou tamisée. Ces opérations occupent cinquante-deux ouvriers à la tâche, ce qui fixe la main-d'œuvre par tonne de terre vierge à 1l,34.

13. *Cémentation.*

Les eaux chargées de sulfate de cuivre passent à la cémentation, dans laquelle on précipite le cuivre à l'état métallique par le fer, ou plutôt par la fonte qu'on emploie par économie. On a des exemples de ce procédé à Fahlun, à Saint-Bel, etc., où on traite ainsi des eaux qui ont traversé de vieilles haldes, et qui sont fort pauvres. Pour opérer la précipitation on leur fait parcourir à froid un assez long trajet au contact de la fonte. A Agordo on s'y prend différemment : les eaux sont déjà riches et on achève de les amener à saturation, par l'application de la chaleur. Les deux opérations s'effectuent en même temps et dans deux sortes d'appareils.

Le plus ancien consiste en une cuve de charpente, ayant la forme parallélipipédique. Au milieu se trouve

l'appareil calorifique; il est en plomb pour n'être pas dissous par les eaux vitrioliques. Il consiste en un dôme muni d'un gueulard par où l'on charge le combustible, qui tombe sur une grille sous laquelle l'air a accès par un cendrier. Aussitôt après les charges, l'ouverture supérieure est fermée et la flamme se répand dans une autre chambre de plomb où le gaz achève de céder sa chaleur à la dissolution. Deux rigoles servent pour l'arrivée et le départ des eaux. Une cheminée de bois donne un tirage qui facilite la sortie de la vapeur. La cuve est recouverte de planches pendant l'opération; elle peut contenir 21 mètres d'eau.

L'autre appareil a la forme d'un four à réverbère; la sole est enfoncée au-dessous du pont et forme cuve. Le feu est fait sur la chauffe comme à l'ordinaire; la flamme lèche la surface liquide et le gaz s'échappe avec la vapeur d'eau par la cheminée. L'avantage de ce four est l'économie de construction. La capacité est de 17 mètres cubes.

L'opération commence à minuit, on complète d'abord la charge de fonte de 400 kilogrammes. Elle est en plaques de quelques centimètres d'épaisseur qu'on dispose sur le fond et sur une banquette qui règne tout autour. On introduit ensuite les eaux et on commence à chauffer; le four à réverbère est alimenté au bois; pour les chaudières de plomb on emploie la tourbe et le charbon. On continue à maintenir la température à 62 ou 63° C., jusqu'à ce que les eaux deviennent jaunâtres. On dit alors qu'elles se rompent (*sich brechen*). La nuance bleue a disparu et les bouillons de l'eau doivent être limpides. Ce terme arrive ordinairement après douze heures; on laisse ensuite reposer jusqu'au lendemain, et on essaye l'eau avec un morceau de fer qui ne doit pas rougir en se recouvrant de

cuivre. A ce moment, par des trous placés à diverses hauteurs, on fait couler au dehors toute la partie limpide. Le reste s'écoule ensuite dans des cuves de dépôt. Cette eau renferme en suspension la partie la plus fine du cuivre, le carbone de la fonte et une grande quantité de sous-sels de fer. Cette substance porte le nom de *brunini;* elle contient seulement 10 p. 100 de cuivre; on introduit alors de l'eau pure et on lave la fonte avec un balai; on achève de la nettoyer avec une pointe d'acier. On laisse déposer, on décante et on reprend le précipité. Il porte le nom de *grassure;* il est beaucoup plus riche que le précédent, et tient 58,9 p. 100. La durée totale de l'opération est d'environ quatre jours sans compter les intervalles de chômage.

Je place ici quelques résultats numériques qui complètent la théorie de cette opération.

	Chambre de plomb.	Chambre à réverbère.
Nombre de chaudières. . .	7	1
Nombre de charges par an.	81,5	99
	m. c.	m. c.
Charge. Eau saturée. . . .	15,815	12,305
Charge. Eau pauvre. . . .	3,252	2,581
Total.	19,067	14,886
	kil.	kil.
Production en grassure. . .	260,00	293,85
— en brunini. . .	56,39	87,20
Cuivre pur contenu.	159,04	182,09
Fer équivalent.	136,25	155,95
Fonte consommée.	402,10	385,85
Rapport.	2,951 environ 3.	2,473 environ 2 1/2.

Rapport à l'avantage des chambres de plomb: 1,193; environ 1/5 en plus.

	m. c.
Bois consommé par opération.	6,154
Charbon.	0,846
Tourbe.	0,644

Cette opération jointe à la cristallisation occupe dans l'usine huit ouvriers en deux postes. Les consommations sont donc par mètre cube d'eau à traiter :

	stères.
Charbon.	1,960
Tourbe.	1,492
Ou bois.	2,471
Main-d'œuvre.	0j,247

Opérations ultérieures.

Lorsque les brunini se sont déposés au fond de la caisse, on décante l'eau vitriolique qui les surmonte et qui passe alors à la cristallisation. Le dépôt est lavé plusieurs fois par décantation. Il se sèche ensuite pendant quinze jours et va à la fonte crue; les grassures sont lavés sur un crible fin. Les crasses sont retenues, et les brunini mélangés remis en suspension. Le dépôt est encore séché et passé à la fonte crue.

On a essayé dans ces derniers temps un autre traitement pour le grassure. On le lavait sur une table à secousses et on l'amenait à une teneur de 90 ou 95 p. 100. Ainsi enrichi il était passé directement à l'affinage; on a d'abord éprouvé de grandes pertes par le vent de la tuyère. Pour les éviter on a essayé de ne jeter la poudre métallique qu'après la formation du bain de cuivre noir, dont la chaleur la liquéfiait de suite. Mais l'opération était ainsi arrêtée momentanément. Le grassure a été ensuite grillé préalablement, et chargé dès le commencement. L'entraînement avait alors disparu, et on obtenait de très-beaux cuivres; mais ils ne se levaient qu'en rosettes épaisses et de plus le fond de la coupelle ne pouvait tenir. Un inconvénient encore plus grave était l'appauvrissement du lit de fusion de la fonte crue, qui se trouvait par là privée d'un bon fondant. Il fallait le remplacer par des matières stériles qui consommaient inutilement du combustible; en définitive ce traitement a été abandonné.

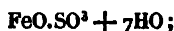
14. *Cristallisation.*

La cristallisation se fait par refroidissement et évaporation naturelle. La première cause a beaucoup d'influence, car l'eau qui à 100° dissout plus de 3 parties de sulfate de fer, n'en retient plus que 0,7 parties à la température de 15°. La seconde intervient aussi d'une manière notable, en vertu du climat de l'Italie. Les eaux, après avoir été débarrassées par le repos de la petite quantité de brunini qu'elles tenaient en suspension, sont décantées dans des cuves de charpente de 0m,50 de profondeur. Les dimensions horizontales sont comprises entre 2m.20 sur 3,00 et 3,35 sur 3,50. Ces réservoirs sont situés dans des ateliers couverts mais aérés; on place en travers des pièces de bois, sur lesquelles on met à cheval des fourches de branchages qui plongent dans la dissolution. On abandonne ensuite les choses à elles-mêmes. Les cristaux se forment bientôt et on en obtient trois sortes; les *fondi* sur le fond, les *spondi* sur les parois verticales, le *rama* sur les branchages. Les plus impurs sont les fondi, qui sont salis par le dépôt de tout ce que l'eau conservait encore en suspension; ensuite le rama, qui retient quelques parcelles de bois. Les spondi forment la catégorie la plus estimée; on les nourrit par plusieurs cristallisations, en n'enlevant que les fourches et la couche du fond à chaque opération; leur proportion est d'environ :

Spondi.	1/5
Rama.	1/5
Fondi.	3/5

L'opération dure un mois en été et seulement trois semaines en hiver, lorsque la température s'abaisse beaucoup et qu'on décante à propos. On pourrait abréger cette durée en diminuant la profondeur; mais on

prendrait par là plus de place, et on diminuerait la proportion des spondi, qui ont le plus de valeur. Quand le terme est arrivé on pompe l'eau mère qui marque 26° Baumé, elle est rejetée. On retire ensuite les cristaux, on les place sur une aire inclinée et on les lave à grande eau pour les débarrasser de l'eau mère qui les imprègne, on les emballe de suite pour les préserver de la rouille. Ils retiennent une forte proportion d'humidité en raison de laquelle on abandonne un surpoids de 3 p. 100 aux acheteurs; on retire d'un mètre cube d'eau passée à la cémentation 51k,66 de vitriol vert; la formule de ce sel est, à l'état de pureté



$$FeO.SO^3 + 7HO;$$

elle donne les proportions

Sulfate de protoxyde de fer.	58,22
Eau de cristallisation.	41,78
	100,00

Celui d'Agordo contient du zinc; sa composition est:

Sulfate de fer.	49,73
Sulfate de zinc..	4,55
Peroxyde de fer hydraté.	3,20
Eau.	42,52
	100,00

Cette manipulalion est excessivement simple. On pourrait lui adjoindre un traitement des eaux mères, mais cela serait sans intérêt pour l'usine de Val-Imperina, qui peut déjà difficilement placer tout son vitriol sur les marchés.

15. *Fonderie, matériel.*

Les opérations qui viennent d'être décrites occupent de vastes emplacements qui s'étendent au loin dans la gorge d'Imperina. Celles qu'il me reste à indiquer ont été longtemps pratiquées avec quatre demi-hauts-four-

neaux pour les fontes et deux foyers d'affinage, outre les aires pour le grillage des mattes. On a depuis peu construit sur le bord du Cordevole une nouvelle usine appelée Canale, qui renferme dans un vaste bâtiment trois hauts-fourneaux avec appareils à chauffer l'air, deux foyers d'affinage et une grande cuve de refroidissement pour les rosettes. Un escalier conduit aux gueulards; il sert à monter une partie des matières; le reste y parvient par un plan incliné. Un bâtiment annexé renferme la roue hydraulique qui fait mouvoir le bocard à brasque et la soufflerie; je crois utile de décrire sommairement ces machines pour n'avoir plus à y revenir.

Les appareils à chauffer l'air appartiennent à la catégorie des *Wasseralfinger*. Ils sont placés dans des chambres situées aux gueulards; le vent y monte poussé par la machine soufflante; l'air chaud redescend aux tuyères. Le gaz combustible y est appelé en vertu du tirage d'une cheminée par quatre conduits qui le puisent dans le fourneau; des carneaux donnent accès à l'air nécessaire à la combustion. L'appareil se compose de deux gros tuyaux horizontaux réunis par d'autres, au nombre de dix, ayant la forme d'U renversés, et situés dans des plans verticaux. L'air les parcourt par couples à cause des cloisons qui interceptent la circulation rectiligne dans les tuyaux horizontaux. Cet appareil a été copié sur ceux qu'on emploie dans toute l'Allemagne méridionale pour les hauts-fourneaux à fer, mais les conditions ne sont pas ici les mêmes. Les fourneaux à cuivre donnent peu de gaz combustible, et la température de l'air ne peut être portée qu'à 100 ou 110°, ce qui est insuffisant. Pour que la manipulation en ressente une influence décidée, on a essayé de donner le complément, en

Appareils à air chaud.

brûlant du bois sur une grille ; mais cette combinaison était évidemment défectueuse sous le rapport économique, et elle a été abandonnée, les hauts-fourneaux marchent maintenant à l'air froid.

Bocard à brasque.

La brasque nécessaire à la façon du lit des fourneaux est confectionnée à l'aide d'un petit bocard qui emprunte son mouvement à la roue hydraulique de la soufflerie. Un engrenage fait tourner un arbre qui porte des roues à lanternes au lieu de cames pour soulever le mentonnet des pilons. Ceux-ci sont au nombre de onze, soulevés par cinq et six, tombant trois fois par révolution et frappant vingt-cinq coups par minute ; le sabot est en fer, la flèche entière pèse 40 kilogrammes, et à une hauteur de chute de 0^{m},50. L'auge est en pierre et complétement fermée.

Le travail est continu et occupe deux hommes. On place d'abord dans l'auge le grès rouge grossier qu'on pulvérise finement ; on ajoute alors le menu charbon des halles. On verse de l'eau et on continue jusqu'à ce que le mélange soit intime ; on fait ainsi trois sortes de brasque :

	Grès.	Charbon.
Brasque légère.	1	2
— lourde.	2	1
— de surface.	3	1

Elles sont emmagasinées et conservées.

Machine soufflante.

La force est fournie par une roue au-dessus de vingt-cinq chevaux effectifs répartis entre le bocard et la soufflerie à peu près : : 1 : 4. La machine soufflante se compose de trois cylindres à double effet de 1^{m},18 de diamètre intérieur et 1^{m},24 de course. La tige du piston est guidée ; elle s'articule directement à une bielle, et celle-ci à la manivelle commandée par l'arbre de la roue directement, ou par l'intermédiaire d'une roue d'angle. Les pistons font par minute huit

courses complètes; le débit calculé est de 64^{m},8 par minute; il est réparti entre le feu d'affinage et les trois hauts-fourneaux à peu près : : 1 : 9. Cette machine a un inconvénient grave, qui est l'intermittence du courant d'air : pour le diminuer on a calé les trois manivelles à 120° de distance, et comme cela ne suffit pas, on s'occupe d'établir un régulateur à capacité constante dont le volume sera égal à celui des trois cylindres réunis.

On n'a pas à redouter ce défaut avec les trompes qui ont toujours fourni le vent aux anciens appareils. Elles sont formées de six tuyaux verticaux à section carrée, par lesquels l'eau tombe dans trois tonnes entraînant dans sa chute l'air aspiré par des sifflets; elle se brise sur une banquette et s'écoule tranquillement par un orifice inférieur, tandis que le jet gazeux sort des trois tonnes par des tuyaux qui se réunissent en un seul conduisant l'air à la tuyère des demi-hauts-fourneaux; les chutes sont : Trompes.

	mèt.
Fourneau de fonte crue.	11,60
— pour cuivre noir. . . .	12,50
— d'affinage.	5,70

On règle le courant d'air à l'aide d'une vanne qui admet plus ou moins d'eau dans les tuyaux. Ces appareils ont l'inconvénient d'utiliser très-mal l'eau des chutes et d'exposer à des disettes de vent pendant l'été.

L'eau motrice nécessaire pour tous ces appareils est prise à une assez grande distance dans l'Imperina; elle est amenée dans un conduit en charpente, et traverse la vallée sur une élégante passerelle suspendue.

16. *Fonte crue.*

La fonte crue se pratique à Agordo dans deux sortes d'appareils : les demi-hauts-fourneaux de l'ancienne Appareils.

usine et les hauts-fourneaux de Canale; ils sont construits avec le schiste talqueux non quartzifère, qui est convenablement réfractaire. La forme des derniers présente des particularités qui méritent d'être remarquées (Pl. IX, *fig.* 3, 4). La warm est toujours fortement inclinée, de 78° dans les étalages, de 74° dans la cuve; la poitrine suit cette inclinaison dans la partie inférieure, et penche encore davantage au-dessus; le laitrolle et le chio sont légèrement déversés en dedans d'une quantité égale. La section est quadrangulaire; elle est constante dans les étalages, et se rétrécit jusqu'au gueulard; à ce point se trouve un appareil représenté sur la *fig.* 3. Il consiste en un entonnoir de maçonnerie, dans lequel se jettent les charges; le gaz s'échappe par un rampant qui aboutit à une cheminée servant pour deux fourneaux. Sous le four règne un conduit qui sert pour sa dessiccation; il est recouvert d'une voûte en briques. Au-dessus se trouve un lit de scories, puis la pierre de fond; on dispose sur celle-ci un lit de brasque lourde incliné de 30°, et dont je décrirai la façon en détail. Au devant de l'appareil se trouve une autre masse de brasque, dans laquelle sont pratiqués deux creusets, qui servent pour les coulées. Les fourneaux sont réunis par couples dans un même massif; il y en a toujours au moins un en chômage.

Le vent est fourni par une trompe et amené par un tuyau aux deux fours. Chacun d'eux n'a qu'une tuyère. Les buses sont de bois avec un bout en cuivre. L'orifice a la forme d'un rectangle, ayant une base double de la hauteur et surmonté d'un demi-cercle. Son diamètre est de $0^m,06$; l'axe de la tuyère est incliné de 25° et rencontre la poitrine au milieu de sa hauteur. L'extrémité de la buse est à quelques centimètres en retrait du bord du fourneau. Le tuyau vertical, qui amène

l'air, est percé à la partie inférieure d'un trou, fermé par un tampon de bois; on l'ouvre lorsqu'il faut diminuer subitement le vent. On s'en sert aussi pour adapter un anémomètre. La pression, un peu variable, se tient en moyenne à $0^{m},07$ de mercure.

La forme de ces appareils est bizarre; néanmoins on peut se rendre compte de l'idée qui a dû présider dans le principe à leur construction. Il est important en effet d'augmenter la durée du séjour du minerai dans le fourneau, afin de graduer l'impression de la chaleur, tant pour volatiliser le soufre que pour préparer les matières à la réaction qui a lieu devant la tuyère. Il faut en même temps éviter d'avoir à ce point une trop grande vitesse, qui abrégerait trop la durée des influences de la température et du vent. Or la descente d'une masse de minerai en morceaux peut être considérée comme un cas intermédiaire entre ceux d'un corps solide ou d'une masse liquide. Pour ces deux derniers la loi du mouvement est la même, et la vitesse à la base ne dépend que de la hauteur: celle-ci ne doit donc pas dépasser une certaine limite. D'après cela, pour augmenter le temps de la descente, on doit incliner le fourneau afin d'allonger le trajet, puisqu'on ne dispose pas des vitesses. Il faut remarquer en outre que l'influence du frottement vient en aide pour le but qu'on se propose et qu'elle est considérable, puisque, en exagérant la pente, on empêcherait tout mouvement. Cette disposition a aussi pour effet de mieux utiliser l'effet du combustible. Si on considère en effet le mouvement ascendant du gaz, il est produit par la différence de deux forces constantes, à savoir: le poids du gaz et la différence de densité de l'air extérieur au gaz intérieur. Le mouvement est donc uniformément accéléré comme celui des graves. Par suite la durée de l'ascension du

gaz est augmentée comme celle de la descente des charges ; elle l'est encore par l'influence du frottement sur la paroi supérieure qui force le courant à se rabattre pour gagner l'ouverture du gueulard. Le gaz reste donc plus longtemps au contact du minerai et peut mieux se dépouiller de la température qu'il a acquise (1).

Les hauts-fourneaux qui servent à la fonte crue sont au nombre de deux (Pl. VIII, *fig.* 3 et 4) : ils consistent en une cuve légèrement conique vers le haut, ayant 8^{m},60 de hauteur, 1 mètre et 0^{m},80 de diamètre à ses extrémités ; à sa partie inférieure se trouve un creuset rétréci ; elle se termine au sommet par un entonnoir très-évasé. La section est partout circulaire. Les tuyères sont à une hauteur de 1^{m},15 au-dessus du fond ; elles sont au nombre de deux et horizontales. On les avait d'abord disposées de manière que leurs axes fissent entre eux un angle de 120° pour mieux répartir le vent ; la pratique les a fait depuis établir parallèlement, à côté l'une de l'autre. Les buses sont en tôle. L'orifice est *circulaire* et de 0^{m},087 de diamètre. Pour pouvoir régler la vitesse, on a introduit dans le cône creux un cône plein, qu'on avance à l'aide d'une tige filetée de manière à faire varier la section d'écoulement. La pression est de 0^{m},08 à 0^{m},09 de mercure, mais elle éprouve une variation périodique qui tient à la nature de la machine soufflante.

---

(1) Ces considérations théoriques ne doivent être prises que comme des aperçus. Elles sont du reste justifiées par le sentiment général des anciens ouvriers, chez lesquels il n'y a eu qu'une voix pour condamner les plans des hauts-fourneaux à cuivre noir, lorsqu'ils sont arrivés du ministère. Ces hommes soutenaient, sans pouvoir donner de raisons précises à l'appui de leur opinion, que pour faire de bon cuivre noir il était nécessaire d'avoir des fourneaux bas et inclinés. L'expérience a justifié cette manière de voir.

Mise en campagne.

Lorsqu'on remet un fourneau en marche, la maçonnerie se trouve déjà prête, car on fait les réparations immédiatement après la mise hors feu ; on s'occupe alors de rétablir le fond, on reprend dans les magasins la brasque lourde et on commence par l'humecter de nouveau ; pour cela on l'étend sur le sol avec un instrument appelé *redagolo*, formé d'un demi-cercle en bois avec un manche perpendiculaire ; on y fait quelques trous dans lesquels on verse de l'eau, puis on ajoute de nouvelles couches qu'on prépare de même ; on laisse la masse se pénétrer d'humidité pendant six heures, après quoi elle se trouve prête. On commence par établir devant le four une masse puissante de brasque ; pour cela on opère par couches de $0^{m},08$ à $0,10$, qu'on étend avec le redagolo et qu'on bat à la pelle ; on appuie ensuite avec un caillou plat, et enfin avec une masse de fer chauffée pour éviter l'adhérence. Pour faire tenir les diverses couches ensemble, on a soin de rayer la surface avec l'angle du redagolo avant de jeter de nouvelle brasque ; on fait alors dans l'intérieur, en opérant de même, la masse inclinée, qui s'élève jusqu'à quelques centimètres de la tuyère ; on forme sa superficie sur une épaisseur de $0^{m},10$, avec la brasque de surface, plus charbonneuse et plus facile à échauffer au commencement de la campagne. Ce talus se prolonge hors du four ; on recoupe cette partie sous un angle plus rapide ; puis, après avoir disposé un mandrin de bois un peu conique, on établit au-dessus une digue de brasque au milieu de laquelle se trouve ainsi ménagé le trou de coulée. Il ne reste plus qu'à pratiquer dans la masse extérieure les deux creusets, qui sont aussi munis de trous de coulée, pour laisser échapper sur le sol de l'usine les matières qu'ils contiennent. Ce travail dure neuf à dix heures.

Pendant ce temps on a ramoné la cheminée et les chambres de condensation en recueillant avec soin les suies cuprifères. On dispose alors la buse et on essaye le vent. On mure la porte du four, qu'on avait laissée ouverte pour la préparation du fond ; on ménage toutefois encore un passage pour l'air nécessaire à la combustion lente qui commence la mise en feu.

Mise au feu. Il est nécessaire d'opérer très-lentement au commencement, à cause de la grande quantité d'eau dont la brasque se trouve imbibée. On place sur le fond des charbons allumés dont la combustion se fait par un appel naturel ; on dessèche de même les bassins extérieurs. Bientôt après on achève le muraillement de la porte, on donne un peu de vent et on charge du charbon pendant vingt-quatre heures par le gueulard.

Au bout de ce temps on commence la façon du nez de la tuyère. Cet appendice est formé par les matières fluides qui se trouvent congelées par le vent. Il consiste en une sorte de dôme, qui a pour effet d'éloigner de la warm la zone oxydante et de rabattre *l'air sur le* fond, par une ouverture qu'on appelle l'œil. Une partie du vent remonte aussi le long des parties latérales en ailes. Le nez sert en outre d'indice pour étudier la marche du fourneau, comme nous le verrons tout à l'heure. Il importe donc de l'établir de suite dans de bonnes conditions. Pour cela on commence à charger avec le charbon une quantité de scories qu'on augmente graduellement, jusqu'à 50 kilogrammes pour 100 litres environ. On travaille au ringard par l'orifice de la tuyère, pour rectifier les formes que prend la masse figée. Au bout de quelques heures le nez est déjà fait, mais ce n'est qu'après douze ou quinze heures que sa forme a acquis une stabilité suffisante. Il laisse alors à peu près la moitié de vide sur le devant et

un quart de chaque côté, occupant ainsi le quart de la section du fourneau. On charge alors peu à peu du minerai jusqu'à ce qu'on atteigne la marche normale.

Marche normale.

La fonte crue est opérée avec la pyrite riche, fournie directement par la mine; les noyaux qui proviennent des deux autres espèces de minerai, les dépôts de la cémentation, les crasses et fumées de la fonte même et des opérations ultérieures. On y ajoute un fondant terreux, qui est le grès rouge grossier. On repasse aussi, à titre de fondant et par économie, les scories riches de la fonte même. Le combustible employé est le charbon de sapin. Toutes ces matières sont apportées à pied d'œuvre aux chargeurs et pesées pour la comptabilité.

Les ouvriers composent les charges à l'aide de mesures constantes, qui leur servent à les reprendre pour les jeter dans le gueulard. Les matières y sont versées dans l'ordre suivant :

Charbon, scories, tazzoni, grassure et brunini, pyrite riche, crasses et fumées, grès rouge.

Dans le demi-haut-fourneau les charges se succèdent toutes les vingt-cinq minutes. Leur composition est la suivante :

	Proportion en centièmes.	Poids en kilogrammes.	Teneurs en centièmes.	Cuivre contenu en kilogrammes.
Noyaux bons.	46,08	91,485	5,02	4,596
— pauvres. . . .	5,87	11,658	3,45	0,401
Pyrite riche.	11,43	22,710	6,34	1,443
Grassure.	5,20	10,321	58,90	5,806
Brunini.	1,17	2,334	7,46	0,174
Crasses de fonte crue.	1,87	3,717	10,00	0,372
— de cuivre noir.	0,47	0,935	15,00	0,140
— d'affinage. . . .	1,84	3,658	37,00	1,450
Fumées de fonte crue.	0,26	0,512	15,00	0,768
— de cuivre noir.	0,15	0,289	10,00	0,029
Scories riches. . . .	12,32	24,460	1,50	
Grès rouge.	13,34	26,500		
	100,00	198,579		15,179

Charbon. . . . . 225$^{\text{lit.}}$,65

On passe en vingt-quatre heures :

Lit de fusion. . . 11.439 kil. 7,385 844[k],85

La quantité proportionnelle de charbon est :

Litres de charbon par quintal de lit de fusion.. . . .	113,65
— de cuivre contenu. . .	1.538,80

Il faut ajouter pour une campagne :

	stères.
Charbon pour la mise en feu.	19,810
— la brasque.	46,750
Ce qui donne une augmentation de.	1 : 1,217

Dans le haut-fourneau on charge toutes les dix minutes :

	Proportion en centièmes.	Poids en kilogrammes.	Teneurs en centièmes.	Cuivre contenu en kilogrammes.
Noyaux bons.	47,26	53,577	5,78	3,099
— pauvres. . . .	5,84	6,621	3,92	0,260
Pyrite riche.	10,10	11,445	5,94	0,680
Grassure.	4,88	5,534	59,14	3,273
Brunini.	1,22	1,383	10,29	0,141
Crasses de fonte crue.	0,83	0,946	10,00	0,095
— de cuivre noir.	1,08	1,223	17,95	0,220
— d'affinage. . . .	2,03	2,299	37,00	0,851
Fumées de fonte crue.	0,17	0,196	16,91	0,033
— de cuivre noir.	0,09	0,106	10,00	0,011
Scories riches.	13,67	15,503		
Grès rouge.	12,83	14,540		
	100,00	113,343		8,663

Charbon. . . . . 110[lit.],50

On passe en vingt-quatre heures :

Lit de fusion. . . 16.326 kil. 9,617 1.247[k],50

La consommation est :

Litres de charbon par quintal de lit de fusion. . . .	97,56
— de cuivre.	1.275,75

On a en outre par campagne :

	stères.
Charbon pour la mise en feu.	56,921
— la brasque.	76,866

ce qui donne une augmentation de 1, 1,373.

On peut remarquer entre ces deux tableaux quelques différences peu importantes, qui tiennent aux époques où les fourneaux étaient en marche. En prenant une moyenne générale et rapportant la composition au poids des matières ou à celui du cuivre contenu, on trouve les proportions suivantes :

	Lit de fusion.	Cuivre contenu.
Noyaux bons.	46,38	34,39
— pauvres.	5,84	3,67
Pyrite riche.	11,11	8,28
Grassure.	5,12	38,39
Brunini.	1,18	1,52
Crasses de fonte crue. . . .	1,61	1,43
— de cuivre noir. . .	0,62	2,14
— d'affinage.	1,89	0,62
Fumées de fonte crue. . . .	0,24	0,41
— de cuivre noir. . .	0,13	0,14
Scories riches.	12,67	
Grès rouge.	13,22	
	100,00	100,00

Les matières mettent environ trois heures et demie à arriver au niveau de la tuyère. Dans ce trajet elles sont léchées par le gaz chaud qui remonte entre les parois du four et les ailes du nez, ou qui a débouché par l'œil dans la partie antérieure. Cette action préliminaire chasse l'humidité et une partie du soufre ; elle ramollit les éléments fusibles et les prépare à la réaction qui se passe devant l'œil, où se trouve la zone oxidante et calorifique. Là, les métaux proprements dits, notamment le cuivre et une partie du fer, s'unissent au soufre pour former une matte, dans les proportions suivantes :

Cuivre.	24,10
Fer.	49,60
Soufre.	26,30
	100,00

Ce qui fixe à 1,18 le rapport atomique des métaux au

soufre. En même temps le quartz du grès dissout le reste du fer et les éléments terreux à l'état de scorie. Celle-ci est appauvrie par la réduction qu'elle éprouve de la part du sol de brasque sur lequel elle coule, et l'échange moléculaire qui a lieu entre elle et la matte en vertu de l'affinité du soufre, plus forte pour le cuivre que pour le fer. Ces deux produits, amenés à l'état liquide, s'écoulent au dehors dans le creuset et s'y séparent par ordre de densité, la matte occupant le fond du bassin. Lorsque par hasard la pyrite est plombifère, on trouve en outre sous la matte une certaine quantité de ce métal. Des matières plus légères, composées de charbon et de parties imparfaitement fondues, nagent à la surface du bain : ce sont les crasses, qui sont repassées dans le fourneau. Enfin une petite portion de cuivre se trouve dans les poussières ténues qui sont entraînées par le courant gazeux et qu'on retrouve dans la cheminée : ce sont les suies ou fumées qu'on repasse aussi dans l'opération.

Les matières s'écoulent incessamment dans les creusets extérieurs, dont l'un se remplit pendant qu'on travaille à vider l'autre. La durée de ce remplissage est d'environ douze heures pour la première fois ; elle n'est plus que de six heures dans la marche normale. Quand un bassin est plein, on dirige le courant vers l'autre, et on procède à l'enlèvement de la scorie. Pour cela on laisse se former à la surface une croûte que les ouvriers attirent sur le sol de l'usine. Pour faciliter ce travail, ils jettent un peu de terre sur un point, le rayonnement s'y trouve empêché et la matière conserve l'état liquide. On peut alors y enfoncer le crochet des ringards pour tirer le pain hors du creuset. Quand toute la scorie est enlevée, la surface du bain commence à fumer et à se recouvrir de flammèches bleues, dues à la combustion

du soufre. On pourrait continuer à enlever la matte de la même manière, mais elle serait alors trop compacte, et son grillage en serait retardé. On préfère déboucher le trou de coulée qui a été ménagé dans le massif de brasque. La matte s'épanche alors sur le sol de l'usine; on l'étend et on la brasse avec des mouvements brusques et saccadés à l'aide de longs râbles de bois. Cette méthode abrége l'opération et donne une matte noire, légère et poreuse après solidification.

La production de vingt-quatre heures est pour le demi-haut-fourneau :

	kil.	kil.	kil.
Matte.	3.116,50	23,15	785,60
Crasses.	191,05	10,00	19,10
Fumées.	28,20	15,00	4,23
	Cuivre obtenu.		808,93
	— passé.		844,85
	Différence.		35,92

Perte proportionnelle. . . 4,25 p. 100.

On a avec le haut-fourneau :

	kil.	kil.	kil.
Matte.	4.956,00	23,98	1.188,30
Crasses.	131,10	10,00	13,11
Fumées.	26,36	17,04	0,45
	Cuivre obtenu.		1.201,86
	— passé.		1.247,50
	Différence.		45,64

Perte proportionnelle. . . 3,66 p. 100.

Ce travail occupe douze ouvriers en trois postes de huit heures. La main-d'œuvre est par tonne de lit de fusion : 2l,097

Cette manipulation, excessivement délicate à cause de la complication du lit de fusion, est exposée à de fréquentes irrégularités, et exige de la part du maître fondeur une attention soutenue et une pratique intelligente. Je vais signaler les indices dont il dispose pour

Irrégularités de marche.

étudier la marche de son fourneau et les moyens qu'il emploie en conséquence.

L'aspect de la scorie fournit de très-bonnes indications. La manière dont elle coule doit d'abord être considérée; si elle est très-fluide, la température est trop élevée et menace de fondre le nez. Il faut diminuer le charbon. Si au contraire elle coule mal, on est exposé à des engorgements; il faut réchauffer le four et augmenter le fondant. Quand la scorie est solidifiée, elle fournit encore des renseignements utiles. C'est surtout à la circonférence des pains que ses caractères sont le plus nets. Quand elle est assez pauvre pour être rejetée, ou à 0,3 ou 0,4 p. 100; sa surface est mamelonnée et lisse, sa couleur brun foncé et terne. La cassure est caverneuse, la masse bien fondue, mais non transparente. Lorsque les caractères sont opposés, la scorie est dite grasse, et elle est repassée dans le fourneau. La grande abondance de scorie grasse indique une allure trop chaude qu'il convient de régler pour éviter une perte de cuivre. On diminue le charbon et la partie riche du lit de fusion.

On se guide aussi d'après l'aspect du nez qu'on observe par l'orifice de la tuyère. L'œil doit être petit et très-brillant. Si on le voit s'obscurcir, il y a danger d'obstruction : il faut réchauffer le four et diminuer le lit de fusion. Si au contraire l'œil augmente, que le nez devienne brillant sur plusieurs points et se brûle, on diminue la charge et on ajoute du fondant. Si l'allure persiste, l'œil se détruit, tout entre en fusion: on supprime tout à fait dès lors le lit de fusion, on ne charge que des scories et on rétablit le nez comme au commencement de la campagne.

Les engorgements sont aussi des inconvénients à redouter. Il arrive souvent au commencement d'une

campagne que les matières, encore peu métalliques, se figent devant le trou de coulée et y forment un obstacle qu'on ne peut fondre par un changement d'allure, puisque la marche en est arrêtée : il faut jeter bas la partie inférieure de la porte et extraire la masse solidifiée. Parfois l'intervalle qui existe entre une des ailes et la paroi voisine s'obstrue, et la descente n'a plus lieu que du côté opposé : on rétablit l'équilibre en accumulant le lit de fusion sur ce dernier côté. Parfois, au contraire, la charge trop fusible se ramollit prématurément et se colle à une trop grande hauteur pour que la température puisse achever la fusion. La descente est arrêtée, le niveau de la charge cesse de s'abaisser, et si on ne détruit promptement l'obstacle avec un ringard par le gueulard, le vide se fait au-dessous, et l'action calorifique se porte sur le nez, qui est bientôt fondu.

La réaction corrode considérablement les parois du fourneau ; la brasque se détruit aussi, et on est obligé d'abaisser parallèlement le fond des creusets extérieurs. Au bout d'un certain temps la forme est trop altérée pour qu'on puisse continuer, le lit de brasque est détruit et les scories deviennent très-grasses. On termine alors la campagne, la durée est en moyenne de 19 jours et demi pour l'ancien fourneau et de 20 et demi pour le nouveau ; on en fait ordinairement une tous les mois. **Mise hors feu.**

Pour arrêter la marche on laisse tomber le feu et on cesse tout à fait de charger. On arrête ensuite le vent, on vide le dernier creuset et on démolit immédiatement la poitrine. On trouve souvent dans l'intérieur des dépôts ferreux qu'il faut abattre, tandis qu'ils sont encore chauds, et d'autres scorifiés, qu'il est préférable de refroidir avec de l'eau ; on détruit le

nez. On enlève les pierres corrodées de la chemise intérieure, et on rétablit celle-ci, si le massif est encore en assez bon état ; sinon, on démolit complétement le fourneau et on le refait à neuf, ce qui a lieu *toutes* les deux campagnes.

17. *Grillage des mattes.*

Les mattes de la fonte crue subissent une série de grillages avant de passer à la seconde fusion, Par là on chasse le soufre et on oxyde une grande partie du fer. Celui-ci se scorifie dans la fonte suivante, et on se débarrasse ainsi des deux éléments dont il s'agit de séparer le cuivre; la matte riche de la fonte pour cuivre noir doit aussi être grillée avant de repasser dans cette même opération. Ces deux produits sont traités de même, et je ne les séparerai pas dans la description du procédé.

Les mattes subissent successivement cinq feux. Elles sont grillées sur des aires de $3^m,60$, sur $2^m,60$ comprises entre des murs de schiste, et formées elles-même d'un dallage de schiste. Elles sont accolées les unes aux autres et forment deux rangées parallèles, avec une voie de circulation intermédiaire ; le tout est placé sous un hangar qui le préserve de la pluie.

Sur le sol se trouve une grande quantité de poussière de matte provenant du remaniement de cette matière friable; on y place aussi les dépôts qui se forment au fond de la cuve où l'on refroidit les rosettes, et des balayures riches. De temps en temps ces matières sont enlevées et portées aux fourneaux à cuivre noir, sur ce lit de poussier on dispose des longrines de bois qu'on recouvre de bûches placées en travers, ce qui ménage des vides pour la mise en feu. On place encore par-dessus du charbon et des copeaux. Pour

les trois premiers feux que subit la matte pauvre, on emploie par économie la tourbe, dont l'action calorifique plus faible est compensée par la forte teneur en soufre. Le tout occupe 0^{m},20 ou 30 de hauteur; on entasse par dessous la matte qu'on reprend ordinairement sur l'aire située en face; les morceaux mal grillés ou fondus servent à dresser la paroi qui termine le tas du côté de l'allée. On ajoute enfin du menu; il joue le rôle de couverte par rapport à la masse, et lui-même se trouve éloigné du foyer calorifique, et préservé de la fusion; les tas ont à peu près 1 mètre de hauteur totale; ils contiennent 8 ou 10 tonnes de mattes.

On enflamme le combustible qui est bientôt consumé. Le grillage continue ensuite aux dépens du soufre. D'abondantes fumées sulfureuses et arsenicales se dégagent. La surface des tas se trouve blanchie par une pellicule d'oxyde de zinc, formée par la précipitation des vapeurs blendeuses par l'oxygène de l'air. On n'a d'autre soin à apporter qu'une surveillance active, afin d'arrêter l'opération sur les points où il y a suréchauffement et fusion, ce qui se manifeste par l'effondrement de la surface. Quand le dégagement a cessé, on reprend les matières et on en confectionne un nouveau tas pour le grillage suivant. La durée complète est de deux jours pour chaque feu.

Cette manipulation occupe, à la tâche, quatorze ouvriers; ce qui fixe la main-d'œuvre par tonne de matte à 4^{l},222.

Les consommations sont :

	Mattes riches.	Mattes pauvres.
Charbon.	566 lit.	425 lit.
Bois.	601	553
Tourbe.	»	94

La teneur des mattes ne varie pas sensiblement, l'oxygène fixé compensant le soufre perdu.

Lixiviation des mattes.

C'est ici le lieu d'esquisser une fabrication de vitriol bleu qui a été abandonnée dans ces derniers temps. On retirait le sulfate de cuivre des mattes pauvres après grillage par une lixiviation méthodique à *quatre périodes*.

La digestion durait vingt-cinq ou trente heures; elle se faisait à une température de 60° avec la chaleur perdue de l'affinage. La liqueur était ainsi amenée à 40° Baumé, puis abandonnée à la cristallisation dans des réservoirs munis de cloisons en planches, pour augmenter la production des spondi. Les premiers cristaux qui se déposaient étaient du sulfate de cuivre à peu près pur et du beau bleu qui lui est propre; il avait pour composition :

Oxyde de cuivre.	31,20
Oxyde de fer.	0,58
Acide sulfurique.	32,13
Eau de cristallisation.	36,09
	100,00

et pour formule : $CuO. SO^3 + 5 HO$.

Lorsque la température s'abaissait à 30°,5, la nature du dépôt changeait subitement. Les cristaux prenaient une forme différente, leur couleur passait au bleu violacé très-foncé; leur composition, devenue très-complexe, était :

Oxyde de cuivre.	10,80
Oxyde de fer.	8,48
Oxyde de cobalt.	3,89
Oxyde de zinc.	1,41
Acide sulfurique.	28,77
Eau de cristallisation.	46,65
	100,00

On pouvait donc les considérer comme une association de sulfates isomorphes représentée par la formule :



$(Cu, Fe, Co, Zn) O. SO^3 + 7 HO.$

Si l'on ne décantait pas rapidement, ces cristaux se déposaient à la surface du vitriol de cuivre, qui était alors refusé par le commerce sous le nom de vitriol noir. Les eaux mères subissaient ensuite une nouvelle concentration accompagnée d'une seconde digestion des mattes; après cristallisation, elles allaient à la cémentation, et les mattes, appauvries d'environ un cinquième de leur teneur, passaient à la fonte pour cuivre noir. Les mauvaises conditions où se trouvait placée cette fabrication, jointes à des difficultés commerciales, l'ont fait abandonner.

18. *Fonte pour cuivre noir.*

La fonte pour cuivre noir se pratique dans deux sortes d'appareils : le plus nouveau est un haut-fourneau identique aux précédents; il est beaucoup trop haut pour une bonne manipulation. Les matières s'y trouvent dans des conditions rapprochées de celles que donnent les hauts-fourneaux à fer; ce métal tend à se réduire et rend le cuivre noir très-impur. On s'occupe maintenant de diminuer la hauteur; je ne donnerai donc ici que les résultats qui conviennent aux anciens appareils.

Le demi-haut-fourneau est très-bas (Pl. IX, *fig.* 5, 6, 7); la warm et la poitrine sont encore fortement déversées en arrière. Le laitrolle et le chio sont composés de trois parties : les deux extrêmes sont verticales; celles du milieu penchent en dedans. La tuyère est unique inclinée seulement de 18°; la pression se tient à $0^m,06$ de mercure. Les autres détails sont analogues à ceux des fours de fonte crue. La façon du lit et la mise en feu se font de même; je passerai donc de suite à la marche normale.

La fonte pour cuivre noir est pratiquée avec les mattes

grillées de la fonte crue et celles de l'opération même; on y joint les fumées de l'affinage et les dépôts de la cuve à rosettes. Comme fondant, on ajoute des scories riches de la fonte même et une certaine quantité de grès rouge grossier.

On charge en moyenne toutes les vingt-trois minutes; les matières sont versées dans l'ordre suivant :

Charbon,
Scories,
Mattes grillées,
Grès rouge.

On a soin d'humecter les mattes pour éviter l'entraînement des poussières par le courant gazeux. Une charge se compose de :

	kil.		kil.
Matte pauvre grillée. . .	76,715	24,46 °/.	18,765
Matte riche grillée. . . .	18,431	60,74	12,720
Fumées de l'affinage. . .	0,670	64,00	0,429
Dépôts de la cuve. . . .	1,587	63,98	1,015
Scories riches.	21,000	»	»
Grès rouge.	2,005	»	32,929
	148,450		
Charbon.	211^{lit},40		

La composition du lit de fusion, rapportée au poids des matières ou au cuivre contenu, est par suite :

	lit de fusion.	cuivre contenu.
Matte pauvre grillée.	53,10	57,00
Matte riche grillée.	12,76	38,62
Fumées de l'affinage.	4,64	1,30
Dépôts de la cuve.	1,09	3,08
Scories riches.	14,54	»
Grès rouge.	13,87	»
	100,00	100,00

On passe en vingt-quatre heures :

Lit de fusion. . . . 9.153 kil. 21,49 °/. 1.967 kil.

La consommation proportionnelle est de :

Litres de charbon par quintal de lit de fusion.	142,40
Litres de charbon par quintal de cuivre. . . .	662,30

Il faut y ajouter par campagne :

Charbon pour la mise en feu.	13,75
Charbon pour la brasque.	14,74

ce qui donne une augmentation de 1 : 1,93.

La réaction qui s'opère est, au fond, la même que dans la fonte crue ; seulement la quantité de soufre est devenue insuffisante pour fixer tout le cuivre à l'état de sulfure. Une partie se sépare sous forme de régule ou cuivre noir, dont la teneur se tient entre 93 et 94 p. 100 ; le reste se trouve dans la matte riche, dont la composition est :

Cuivre.	60,74
Fer.	8,90
Soufre.	30,36
	100,00

ce qui donne le rapport atomique 1,57 des métaux au soufre. Une petite partie de cuivre passe, en outre, dans les fumées et dans les crasses qui vont à la fonte crue, et enfin dans les scories, dont la moyenne pauvre tient 0,5 et la riche 2 p. 100.

Les matières coulent constamment dans l'un des bassins extérieurs où elles se séparent, le cuivre noir occupant le fond surmonté de la matte et de la scorie. Le remplissage d'un creuset dure quatre heures ; on enlève la scorie sous forme de pains par refroidissement naturel. La matte est reprise de même ; on ne peut, en effet, la couler sur le sol, puisqu'elle recouvre encore le cuivre noir. Lorsqu'on arrive à celui-ci, on jette de l'eau à la surface pour déterminer la formation de plaques de quelques centimètres qu'on enlève avec des fourches ; on le casse en morceaux pen-

dant qu'il est encore chaud ; on a soin de dessécher ensuite le bassin avec des charbons embrasés, car le contact de l'humidité déterminerait l'explosion de la matte et de la scorie.

La marche peut présenter des cas particuliers qui ne diffèrent pas de ceux que j'ai considérés, les indices dont on dispose sont analogues ; la scorie présente les mêmes caractères que celles de la fonte crue. La matte solidifiée est noire et présente de nombreuses fibres métalliques qui ont l'éclat du cuivre et sont dirigées normalement aux surfaces. Le cuivre noir est décidément métallique quoique non malléable ; lorsqu'il est en fusion, le bain doit donner des reflets bleus ou verdâtres ; un éclat blanc ou rougeâtre est le signe d'une allure trop chaude.

La proportion des produits est pour vingt-quatre heures :

	kil.		kil.
Matte riche	1.153,10	60,43 °/₀	697,00
Cuivre noir	1.186,50	93.84	1.111,00
Crasses	157,78	17,58	27,74
Fumées	18,15	10,00	1,81
Cuivre retiré			1.837,55
Cuivre passé			1.967,00
Différence			129,55
Perte proportionnelle		6,58 °/₀	

Les campagnes du fourneau sont en moyenne de dix jours ; on en fait vingt et une dans l'année. Le travail occupe six ouvriers en deux postes de six heures ; la main-d'œuvre est par suite, par tonne de lit de fusion, 0^{j},657.

19. *Affinage.*

L'affinage du cuivre noir se fait au petit foyer d'après la méthode allemande. La coupelle est symétrique des deux côtés ; elle a en plan la forme d'une demi-

ellipse; sa coupe verticale est une courbe dont le point le plus bas est rapproché de la warm; une voûte circulaire la surmonte. Une seule tuyère de tôle de $0^m,04$ de diamètre et horizontale donne le vent à une pression de $0^m,055$ de mercure. Deux foyers semblables sont accolés dans le même massif; des rampants extrayent le gaz et le conduisent dans une cheminée unique. Devant les feux se trouve une vaste cuve demi-circulaire où l'on refroidit les rosettes; une place suffisante pour la manœuvre la sépare du massif.

Les matières sont apportées à pied d'œuvre et les affineurs n'ont qu'à les reprendre et à les charger. Les principaux outils dont ils se servent sont : une pique un peu fourchue à son extrémité; une autre terminée par un crochet et un redagolo; une raisse pour transporter le charbon, un rateau pour l'emplir, un baquet pour asperger le feu, des pelles, brouettes, etc., complètent le matériel.

Les ouvriers commencent par détruire la coupelle à coups de pique; les morceaux en sont emportés et abandonnés. On apporte alors du grès rouge pulvérisé et humide : le maître l'étend à la main sur une épaisseur de $0^m,08$ à $0^m,12$ et le comprime fortement avec un caillou plat en décrivant une spirale à partir du fond. On lubréfie la surface avec de l'argile délayée et on y met des charbons embrasés pour la dessécher. Cette préparation dure vingt minutes et on laisse la dessiccation s'opérer pendant une demi-heure; on ajoute alors la base et on adapte au-dessous un papillon pour relever le vent; on la lute avec de l'argile et on lubréfie de nouveau la surface; on ajoute encore des charbons embrasés, puis on commence à disposer la charge.

Le maître place sur le bord de la coupelle de gros

charbons qu'il dispose en forme de mur en les tassant fortement, puis il remplit la cavité de combustible. Sur cette base solide, il arrange les morceaux de cuivre noir, en disposant le plein au-dessus du vide, de manière à ménager beaucoup de jour dans cette construction. Elle doit être très-solide, afin de subsister jusqu'à la fin de la période de fusion; on ne met ainsi que la moitié de la charge. On jette encore plusieurs raisses de charbon autour de la masse métallique et tout est prêt pour l'évaporation. Cette période préliminaire dure en tout une heure et quart, et se pratique dans un foyer pendant que l'autre est en élaboration.

Aussitôt que l'on commence dans celui-ci la levée des rosettes en arrêtant le vent, on le donne au premier feu; une flamme intense, fortement colorée en vert, s'échappe à travers les intervalles. L'uniformité du courant est un point important; l'affineur le règle en bouchant avec un charbon les points où il devient trop vif. Sous l'influence de la température, le cuivre noir fond peu à peu, la masse s'abaisse, des gouttes liquides descendent et subissent un commencement d'oxydation de la part du vent qu'elles traversent. Le maître maintient la masse avec sa pique et l'empêche de s'écrouler. Au bout d'une demi-heure, la fusion est à peu près complète; on ajoute alors la moitié du cuivre noir qu'on a conservé, en alternant le cuivre et le charbon. Après un quart d'heure, on charge le reste de la même manière, et enfin, après un quart d'heure encore, on jette sur le feu les deux premières rosettes obtenues dans l'opération précédente. Le commerce les rejette, en effet, comme trop bulleuses et imprégnées de charbon et de crasses. La fusion est bientôt complète; l'ouvrier abandonne sa pique, et la période de

liquéfaction se trouve terminée; sa durée totale est de une heure et quart.

L'ouvrier arrête le vent; puis, tandis que l'aide asperge la surface incandescente des charbons, il les fait tomber avec le râble. Il tire ensuite sur le sol les crasses qui surnagent à la surface du bain. On change alors le papillon et on le réintroduit dans l'orifice de la tuyère, en le mettant au-dessus du vent pour forcer celui-ci à se rabattre sur la surface liquide. On charge du charbon frais, on remet l'ancien et on rend le vent. Cette manipulation se répète trois ou quatre fois, lorsque le cuivre noir est de bonne qualité, et jusqu'à cinq ou six fois lorsqu'il est très-impur; elle dure trois minutes et se répète à peu près tous les quarts d'heure. De temps en temps l'ouvrier écarte les charbons avec le râble, repousse un peu les crasses et interroge l'aspect du bain pour saisir le moment convenable. Pendant les intervalles, il exécute des brassages en repoussant le charbon à la warm et l'y enfonçant avec le râble.

Sous ces influences, le métal ne tarde pas à s'épurer; une partie du soufre est simplement volatilisée et vient jaunir la surface des charbons, mais la cause principale est l'oxydation qui se porte de préférence sur le soufre et le fer. Ils se séparent sous forme d'une matière noirâtre qui surnage. Ce sont les crasses qu'on retire, comme je l'ai dit, et qui sont passées à la fonte crue; elles ont une teneur notable en cuivre, quoique appauvries par le contact des charbons incandescents, qui y sont immergés par la pression supérieure. Néanmoins, si l'on prolonge trop ces influences, une grande partie du cuivre s'oxyde et passe dans les crasses. Un inconvénient encore plus grave est qu'une petite quantité d'oxyde se dissout dans le métal et en altère profondément les qualités. Il y a dans un mo-

ment précis qu'il est important de saisir ; pour cela, on commence au bout de trois quarts d'heure à prendre des essais, ce qui constitue la quatrième période.

Ces essais se prennent sans relâche toutes les cinq minutes. Le maître introduit par l'orifice de la tuyère une canne de fer qu'il plonge dans le bain ; lorsqu'il la retire, une pellicule de cuivre y reste adhérente ; il la refroidit dans l'eau et en examine attentivement la nuance, après quoi il la détache d'un coup de marteau et recommence. Dans le principe, la couleur est lie de vin ; peu à peu elle s'éclaircit et devient d'un rouge pourpre. C'est là le moment favorable ; si on le dépasse, l'essai devient d'un jaune clair. Au bout d'une demi-heure environ, l'état du cuivre étant devenu convenable, on arrête le vent qu'on donne immédiatement à l'autre foyer, et on jette bas les charbons pour faire la reprise du cuivre.

Cette cinquième et dernière période, l'enlèvement des rosettes, commence par un repos de dix minutes, pendant lequel on laisse la surface se refroidir ; elle est, en effet, encore imprégnée de soufre, de crasses, etc., et le contact de l'eau pourrait déterminer une explosion. On jette ensuite de l'eau sur le bain ; tous les ouvriers réunissant leurs efforts, passent les piques sous la rosette et la portent à la cuve. Un manœuvre l'en retire avec son crochet. Cette première rosette et parfois la seconde sont repassées dans la fonte suivante. On en fait ordinairement quarante et souvent moins, ce qui leur attribue $0^{m},008$ d'épaisseur moyenne. Le commerce exige, en effet, qu'elles soient aussi minces que possible pour la facilité de la refonte ultérieure. L'enlèvement dure en tout une demi-heure, ce qui fixe la durée totale de l'opération à quatre heures et demie, ou seulement à deux heures trois quarts, si l'on ne

considère que la durée du vent qui fixe le nombre de charges élaborées.

On fond à chaque opération :

	kil.		kil.
Cuivre noir.	416,213	93,07 °/.	390,73

et on retire :

Cuivre rosette.	301,709	100,00	301,70
Crasses.	118,447	37,00	43,50
Fumées.	19,301	64,00	12,35
Dépôts de la cuve. . . .	34,208	63,98	21,89
Cuivre retiré.			379,44
Cuivre passé.			390,73
Différence.			11,29

ce qui fixe la perte sur la teneur à

Perte proportionnelle. . . . . . . 2,888 °/.

On brûle par opération :

Charbon de sapin. . . . . 1[st],622

ce qui donne pour la consommation proportionnelle :

Litres de charbon par quintal de cuivre noir. . 38,97
Litres de charbon par quintal de cuivre rosette. 53,77

La consommation et la production sont en vingt-quatre heures :

Cuivre noir. 2.467 kil.
Cuivre rosette. 1.788

Le rapport de ces nombres donne :

Rendement. . . . . 72,50 °/.

Cette manipulation occupe deux maîtres et deux aides en deux postes, qui alternent à chaque opération et qui ne travaillent que le jour. La main-d'œuvre est par suite par tonne de cuivre noir 4[postes],805. On affine en moyenne dix-sept jours et demi par mois.

20. *Personnel.*

Les établissements d'Agordo appartiennent au gouvernement autrichien et relèvent du ministère des finances. Ils sont dirigés par un inspecteur, qui est actuellement M. Luerzer, et sous lui par un verwalter de la mine, M. Cravagna, et un administrateur de l'usine, M. Hubert. Le personnel de la direction se compose de :

1 inspecteur,
1 bergverwalter,
1 huttenverwalter et 2 employés,
1 caissier et 2 employés,
1 préposé au dépôt,
1 essayeur,
1 agent forestier et 1 suppléant,
1 médecin,
2 praktikant (élèves).
———
15

Ces employés reçoivent un traitement fixe variable avec leur importance et leur ancienneté, et, en outre, des allocations en nature et des frais de déplacement d'Agordo à Val Imperina.

Les établissements occupent environ sept cents et parfois jusqu'à mille ouvriers; ils sont considérés par l'État comme un moyen de faire vivre la population du Val Imperina, qui sans eux serait dénuée de ressources. Ce point de vue diminue un peu les bénéfices et a donné lieu à une organisation assez intéressante.

On n'admet à travailler que les individus du sexe masculin, que l'on prend souvent dès leur enfance; ils sont divisés en trois catégories, savoir : les ouvriers sans contrat, ceux dits *stabili*, enfin les *capi* ou contremaîtres. Ils passent de l'une de ces classes à l'autre avec le temps, la bonne conduite et l'instruction. Les

capi, dispensés du travail actif, n'ont que la surveillance à exercer. Les stabili sont considérés comme ayant le droit au travail, en ce sens que, lorsque l'administration s'est défaite de tous les ouvriers de la première classe dans les moments de crise, elle est tenue de fournir de l'occupation aux stabili ou du moins de leur continuer leur traitement. L'avantage d'avoir ainsi leur pain assuré n'est pas le seul dont jouissent ces hommes : leur paye, en temps ordinaire, est plus forte que celle des ouvriers sans contrat. S'ils sont malades, ils reçoivent une solde régulière de 0f,50 par jour, tandis que les autres la touchent plus faible et seulement dans le cas où ils se sont blessés au travail. Les soins du médecin et les remèdes sont, du reste, gratuits pour tous indistinctement. Enfin, les ouvriers stabili ont droit à une retraite. Leur temps de service se compte depuis leur entrée, mais au plus tôt à partir de l'âge de quinze ans. Lorsque ce temps se monte à quarante années, on continue à leur servir intégralement leur traitement; ils n'en reçoivent que les deux tiers ou le tiers si ce temps dépasse seulement trente ou vingt ans. Le moment de la mise à la retraite est prononcé par le médecin. En compensation de tels avantages, le temps de ces hommes appartient à l'État et ils ne peuvent en disposer. Ils sont tenus d'être tous les jours à Imperina, sauf les dimanches et fêtes, où la plupart d'entre eux sont libres. Des appels constatent leur exactitude; des réprimandes, des retenues de solde, l'exclusion temporaire et définitive sont les moyens d'action que la direction a sur eux. La corporation des stabili est néanmoins une lourde charge pour l'administration, et leur nombre ne peut dépasser une certaine limite.

Tous les quinze jours les ouvriers sont payés à Im-

perina ; mais le mode d'évaluation du salaire est très-variable. Pour la plupart des travaux, les ouvriers sont à la tâche : ils arrivent à l'usine à cinq heures en été, à six heures en hiver, répondent à un appel et repartent quand l'ouvrage du jour est terminé. Quelques-uns sont à la journée ; ils arrivent à la même heure pour répondre à l'appel, se reposent de dix heures à midi et se remettent à l'œuvre jusqu'à six heures en été et seulement cinq heures en hiver. Ils subissent alors un nouvel appel et se retirent. D'autres enfin sont par postes pour les opérations continues ; ils arrivent et partent en conséquence. Sauf les manœuvres, tous les ouvriers forment des compagnies qui sont chargées d'un certain ensemble de travaux et reçoivent en masse une somme qui est ensuite répartie entre les membres d'après certains coefficients. L'avantage de cette mesure est d'engager chacun d'eux à la surveillance de ses compagnons, afin que les plus actifs n'aient point à souffrir de la paresse des autres.

Le personnel de la surveillance de la mine se compose de :

			fr.
1	oberhutman	par an	1.008,50
1	—	—	775,50
1	hutman	—	678,30
1	—	—	632,50
1	chef charpentier	—	504,00
1	—	—	452,00
2	chefs de roulage	—	584,00
2	chefs de cassage	—	508,00
1	peseur	—	537,90
11			

Celui des ouvriers est de :

		fr.
87 mineurs par mesure (1)	de pyrite bonne	19,92
—	de pyrite pauvre	15,77

(1) La mesure est de 40 litres. Elle pèse 85 kilogrammes pour le minerai et 54 kilogrammes pour les noyaux.

30	rouleurs	par jour	4,64
3	hommes de la recette inférieure	—	0,41
4	— supérieure	—	0,96
16	rouleurs au jour	—	3,21
5	casseurs	—	1,20
6	trieurs	—	1,54
4	charpentiers de 1re classe	—	1,00
18	— de 2e classe	—	0,83
20	remblayeurs de 1re classe	—	0,87
28	— de 2e classe	—	0,66
6	maçons	—	0,97
4	machinistes	—	1,37
7	forgerons	—	1,08
3	menuisiers et charrons	—	1,37
11	ouvriers divers, par jour	0f,70 à	1,00
19	ouvriers, 11 au mètre quarré, de	20f,00 à	40,00
	— 8 par poste, de	0f,80 à	1,20
361			

La surveillance est faite dans l'usine par :

			fr.
1	gardien assermenté	par semaine	18,67
1	—	—	16,66
1	préposé aux appels	—	11,62
1	chef pour le cassage des noyaux	—	13,28
1	suppléant pour le cassage des noyaux	—	9,46
1	—	—	9,46
1	—	—	8,96
1	chef de la lixiviation	—	14,94
1	chef de la cémentation et cristallisation	—	10,79
4	chefs fondeurs	—	10,24
1	chef affineur	—	10,21
1	chef charpentier	—	14,94
1	chef maçon	—	19,92
16			

Le personnel des ouvriers est :

		fr.
3	gardiens de nuit et de fête . . . par jour	1,45
10	grillage, par tonne de minerai neuf	0,19
	— par semaine pour les terres lavées	4,58
1	récolte du soufre, par tonne	18,90
3	affinage du soufre, par poste	1,87
121	casseurs de noyaux, par mesure, 1f,00, 0f,83, 0f,66,	0,50
40	lixiviation, par caisse d'eau saturée	0,39

12	lavage, par caisse de terre lavée		0,28
8	cémentation et cristallisation, par poste		1,2
31	fondeurs, par poste	1f,59, 1f,47,	1.34
2	charpentiers	par jour	1,47
3	forgerons	—	1,71
3	maçons	—	1,47
45	ouvriers divers, manœuvres	— 1,47,	1,22
282			

Le chiffre total du personnel était, à mon passage, de 685.

21. *Matériaux.*

Matières premières.

On emploie à Agordo uniquement le charbon de bois. Les essences qui le composent sont le sapin, le hêtre, le crumholz (*pinus mugus*) et le larix. Plusieurs forêts domaniales sont affectées à l'approvisionnement de l'usine. La principale est celle de Consilio dans la Vénétie, d'où le charbon arrive par charretage. On en fait aussi venir à dos de mulet du Tyrol par San-Pellegrino. Une vaste halle a été construite pour son dépôt. Les murs, formés de tuiles courbes, sont à claire-voie. Le charbon arrive par un plan incliné à l'étage supérieur d'où il est jeté en bas.

Poids du stère	136 à 181 kil.
Prix du stère	9f,16
Nombre de stères par an	12.100

Le bois dont on se sert à Imperina est composé de sapin et de hêtre. Celui-ci ne sert que pour le boisage de la mine et le chauffage des employés. On le tire du bassin supérieur du Cordevole. Le bois débité en bûches de 1m,30 est jeté au printemps dans le lit de la rivière. Il est ensuite arrêté par un barrage qu'on établit à la même époque à Imperina. On le tire à terre et il est empilé avec soin le long du rivage.

Poids du stère	382 kil.
Prix du stère	4f,02
Nombre de stères par an	1.922

On emploie encore comme combustible la tourbe. Elle est sèche, légère et très-compacte. Elle donne beaucoup de cendres, et son pouvoir calorifique assez faible ne permet de l'employer que pour la cémentation et le grillage des mattes pauvres. Elle arrive par charretage de Landris. On la conserve dans un hangar fermé.

Poids du stère.	200 kil.
Prix du stère.	$2^f,24$
Nombre de stères par an.	482

La fonte employée pour la cémentation est blanche et grenue, fabriquée avec un fer carbonaté plombifère. Elle est coulée sur le sol en plaques de $0^m,03$ ou 4 d'épaisseur. On la tire de Primiero dans le val de Mis.

Prix du quintal.	$22^f,40$
Nombre de quintaux par an.	3.231

On emploie encore des substances pierreuses, telles que le grès rouge, pour la composition des lits de fusion, des brasques, des fonds de coupelle; le schiste chloritique pour la construction des fourneaux et le revêtement des galeries. Ces matières se tirent des carrières voisines d'Agordo.

Prix de la tonne. . . . . 3 fr.

On se sert aussi de briques ordinaires de $0^m,26$ sur $0^m,13$ et sur $0^m,4$. Elles reviennent à :

Prix de la brique. . . . . $0^f,05$

Le principal produit de l'usine est le cuivre rosette. Il est recherché pour le doublage des navires, à cause de qualités qu'on attribue à une petite proportion d'étain. On le vend à des usines de Trévise, qui le refondent et l'élaborent. Le prix du quintal est loin d'être fixe. En 1853, par exemple, il a varié de $272^f,65$ à $352^f,75$ et s'est tenu en moyenne à 310 fr. Matières produites.

Production annuelle.. . . 20.079 quintaux.

Le soufre est en canons d'un beau jaune et d'une grande pureté. Il a en Autriche une assez grande valeur, car tout le reste de la consommation doit être tiré de Sicile. On le livre aux poudreries impériales.

Prix du quintal. 28f,75
Production annuelle. . . . 2.962 quintaux.

Le vitriol de fer est un produit secondaire d'une valeur notable, mais d'un écoulement difficile. Il doit être d'un beau vert, sans taches de rouille. On le vend aux teintureries et aux fabriques d'acide sulfurique.

Prix du quintal. 5f,81
Production annuelle. . . . 58.838 quintaux.

Toutes ces matières sont emballées dans des tonneaux et conservées jusqu'au moment de la vente dans des magasins. La livraison se fait parfois à Imperina. On accorde alors un avantage de 5 o/o à l'acheteur pour le soufre et le vitriol. Elle a lieu aussi dans des succursales établies à Trévise et à Trieste. Les matières y sont expédiées par charretage à travers le val d'*Agordo*. L'entretien de la route est pour cette raison aux frais de l'administration jusqu'au sortir des montagnes.

Les matières rejetées sont : la terre pauvre après criblage, les scories pauvres des deux fontes, les eaux mères, les résidus d'affinage du soufre, et les matériaux de construction qui ont servi. On n'a pas à se préoccuper de leur transport. On les jette dans le lit de l'Imperina et la violence du torrent les entraîne au loin.

22. *Consommations.*

Je considérerai ici la quantité de matière nécessaire à la production de 100 kil. de cuivre rosette et je la suivrai dans toutes les parties de la fabrication, afin de mettre en évidence la proportion des consommations et des divers produits intermédiaires.

		kil.
Mine.	Pyrite riche.	233,90
	— bonne.	2.855,00
	— pauvre.	3.682,00
Grillage.	Noyaux bons.	884,45
	— pauvre.	111,50
	Terre vierge.	3.691,00
Lixiviation.	Eau saturée. . . . 41^{mc},230	
	— pauvres. . . . 9^{mc},952	
Cémentation.	Grassure.	106,30
	Brunini.	24,29
Fonte crue.	Matte crue.	558,67
	Crasses.	36,23
	Fumées.	5,15
	Scories repassées.	252,00
Fonte pour cuivre noir.	Matte riche.	134,01
	Cuivre noir.	137,96
	Crasses.	13,98
	Fumées.	2,54
	Scories repassées.	152,90
Affinage.	Cuivre rosette.	100,00
	Crasses.	43,35
	Fumées.	5,65
	Dépôts de la cuve.	11,43

Les matières noires cuivreuses correspondantes sont:

	kil.
Soufre brut.	22,59
— marchand.	18,92
Vitriol vert.	321,90
Grès rouge de la fonte crue.	273,00
— de la fonte à cuivre noir.	146,00

Les consommations sont :

		stères.	
Charbon.	Cémentation.	0,2918	
	Fonte crue : initial.	0,6380	
	— de la marche.	2,3230	
	Grillage des mattes.	0,3884	
	Fonte pour cuivre noir : initial. . .	0,3321	
	— de la marche.	1,5150	
	Affinage.	0,5377	stères.
		6,0260	6,0260

Bois. . .	Grillage du minerai.	0,1790	
	Cémentation.	0,3662	
	Grillage des mattes.	0,4124	
		0.9576	0,9576
Tourbe.	Cémentation.	0,2211	
	Grillage des mattes.	0,0188	
		0,2399	0,2399
Fonte. . .	Cémentation.	160k,90	

La main-d'œuvre est :

		journées.
Main-d'œuvre.	Grillage du minerai. . . .	0,992
	Travail du soufre.	0,207
	Cassage et triage.	15,375
	Lixiviation.	4,945
	Cémentation.	1,264
	Fonte crue.	4,164
	Grillage des mattes. . . .	2,359
	Fonte pour cuivre noir. .	0,658
	Affinage.	0,480

On peut estimer la perte totale de la fabrication; elle porte en effet sur :

	kil.		kil.
Pyrite riche.	233,90	6,0530 p. 100	14,16
— bonne.	2.855,00	2,4616	70,29
— pauvre.	3.682,00	0,6334	23,32
	6.770,90	Cuivre passé. . . .	107,77
		— retiré. . . .	100,00
		Différence.	7,77

Perte proportionnelle. . . . . . 7,214 p. 100.

Cette perte est exactement de 1/14.

23. *Prix de revient*.

Les prix peuvent être rangés en trois catégories principales, suivant qu'ils sont relatifs à l'exploitation de la mine, à la manipulation ou à l'administration. Les nombres suivants sont rapportés au quintal de cuivre rosette produit et fournis par une moyenne de dix années consécutives.

Les frais d'exploitation sont :

	Valeurs en francs.	Proportion en centièmes.
Travail au chantier.	16,930	26,61
Roulage, extraction..	8,602	13,84
Travail au jour.	2,581	4,07
Travaux au rocher.	1,877	2,97
Charpentiers, remblayeurs, machinistes, forgerons, etc. . .	13,500	21,22
Surveillance.	4,070	6,40
Achat du matériel.	15,330	24,10
Frais divers.	0,503	0,79
Frais d'exploitation. . .	63,593	100,00

Les frais pour la manipulation :

Grillage du minerai.	1,618	2,88
Fabrication du soufre.	0,489	0,87
Cassage et triage.	10,290	18,42
Traitement par voie humide. .	19,550	34,93
Fonte crue.	3,919	7,05
Grillage des mattes.	1,240	2,21
Fonte pour cuivre noir.	2,613	4,69
Affinage.	0,452	0,80
Travaux divers.	15,250	27,22
Frais divers.	0,522	0,93
Frais de manipulation. . .	55,943	100,00

Ou sous une autre forme :

	Valeurs en francs.	Proportion en centièmes.
Main-d'œuvre.	20,140	36,00
Consommations.	34,350	61,40
Usure du matériel.	1,090	1,95
Frais divers.	0.363	0,75
Total égal.	55,943	100,00

Les frais d'administration sont (1) :

(1) Le mode de comptabilité d'Agordo ne permet pas d'exprimer le prix de revient sous la forme ordinaire en frais spéciaux et généraux. Ce calcul représente le prix de revient effectif de l'époque qui a précédé la construction de Canale effectuée il y a cinq à six ans. Les seules constructions employées alors étaient, en effet, séculaires et sans valeur; de plus, l'usine était exemptée des redevances, comme faisant partie des domaines d'Autriche.

Émoluments, pensions, gratifications	29,930	39.48
Frais de déplacement	2,758	3,64
Charités, malades	2,195	2,89
Constructions, réparations	17,600	23,22
Frais de bureau	1,483	1,96
Frais de transport, magasins	5,246	6,91
Entretien des routes	9,218	12,15
Frais divers	7,395	9,75
Frais d'administration	75,825	100,00

L'ensemble de ces dépenses donne :

Frais d'exploitation	62,593	32,55
— de manipulation	55,940	28,64
— d'administration	75,825	38,81
Prix de revient	195,358	100,00

Les recettes rapportées aussi au quintal de cuivre rosette sont :

Cuivre rosette	236,600	90,93
Soufre	3,555	1,37
Vitriol vert	18,990	7,30
Recettes diverses	1,051	0,40
Recettes diverses	260,196	100,00

On peut d'après cela établir entre les recettes et les dépenses la balance suivante :

	fr.
Recette	260,196
Prix de revient	195,358
Bénéfice	64,738

QUATRIÈME PARTIE.

PROCÉDÉS DOCIMASTIQUES DU LABORATOIRE D'ESSAI D'AGORDO.

24. *Prise d'essai.*

La multiplicité des produits cuprifères en roulement dans l'usine, et la nécessité de connaître leur teneur, pour les associer en proportions convenables dans la composition des lits de fusion, oblige d'avoir au val Imperina un laboratoire, où un chimiste et son aide sont constamment occupés à doser le cuivre dans toutes les matières. Tous les mois chaque sorte de produits est essayée et les résultats sont consignés sur le registre d'analyses.

La prise d'essai est une partie très-délicate de l'opération à cause du peu d'homogénéité de la plupart des produits. On la fait avec des soins particuliers. Je prendrai pour exemple celle du minerai sortant de la mine. Quand un chien est rempli à la recette extérieure, le surveillant du triage choisit à la vue un morceau, qui représente la moyenne de l'ensemble. Quand le chien est arrivé aux meules, où on le décharge, le surveillant du grillage en prend de même un échantillon. Tous ces morceaux sont apportés journellement au laboratoire, et ils forment à la fin du mois une masse, qui peut être de 300 kilogrammes. On concasse alors le tout à la grosseur d'une noix et on en sépare environ un quart. Cette partie est pulvérisée dans un grand mortier et mélangée avec soin. On en prend un dixième qui est réduit en poudre et passé au tamis de soie. On met encore à part 500 grammes qui sont parfaitement mélangés. Enfin l'essayeur en pèse une petite quantité à la balance de précision pour faire les essais.

Ceux-ci se font à Imperina de trois manières différentes. On emploie la voie sèche, la voie humide avec précipitation par le fer, ou la méthode colorimétrique. Cette dernière est seule suivie régulièrement pour l'ensemble des essais. Chaque opération est pratiquée parallèlement sur deux échantillons et on n'admet que les résultats qui ne diffèrent pas de plus d'un centième et dont on prend la moyenne.

25. *Essais par la voie sèche.*

L'essai par la voie sèche comprend trois opérations : 1° un grillage préalable ; 2° une fusion avec des flux et parfois du plomb métallique ; 3° la coupellation du culot. Elles se font toutes dans un fourneau à moufle. L'essai se pratique sur un poids de matière qu'on fait varier, d'après la teneur approximative, que l'on connaît, en vue d'obtenir un culot convenable. Ces poids sont pour les trois types de richesse principaux :

Pyrite.	10 grammes.
Matte pauvre.	2,50
Grassure.	1

Le grillage se pratique dans des têts, que l'on fait avec le schiste noir non quartzeux. Il doit être conduit avec précaution, pour éviter la fusion des sulfures. Au commencement on ferme les registres supérieurs. De temps en temps on retire les essais, on écrase la matière avec le pilon d'agate et on renouvelle les surfaces. On s'arrête, lorsqu'on n'aperçoit plus sur aucun point d'éclat métallique et que l'odeur d'acide sulfureux a disparu. Le grillage est ordinairement complet au bout d'une heure.

On prépare d'autre part le flux noir en mélangeant ensemble du salpêtre et du tartrate de potasse, qu'on fait fuser par le contact d'un charbon rouge. Cette

réaction fournit un mélange de carbonate de potasse et de charbon libre dans les proportions suivantes :

Salpêtre.		Tartre.		Carbonate de potasse.		Charbon.
1	:	1	=	1	:	0
1	:	2	=	1	:	5
1	:	2 1/2	=	1	:	8
1	:	3	=	1	:	12

On se règle d'après cela, pour la composition du fondant qu'on approprie aux matières, à essayer, en faisant le flux d'autant plus alcalin que l'essai est plus pauvre, car on risquerait alors de réduire du fer par un excès de charbon. Les proportions employées sont :

	Tartre.	Salpêtre.
Pyrite pauvre.	10	7
— riche.	10	6
Mattes.	10	6
Noyaux.	10	6
Grassure.	10	4

On prend toujours deux parties de flux noir pour une de matière et on y ajoute un quart de borax comme fondant.

La fusion se fait dans des creusets de $0^m,10$ de haut sur $0^m,04$ de diamètre moyen, fabriqués avec le schiste quartzo-talqueux blanc. On place au fond le mélange de la matière grillée avec une portion de fondant, puis on verse le reste par-dessus. Pour les cuivres de cémentation, qui sont imprégnés de sels, on ajoute deux parties de plomb grenaillé destiné à rassembler le cuivre et à faciliter la formation du culot. Sur le tout on met du sel marin décrépité, qui forme à l'état liquide une couverte de 1 centimètre environ. Le creuset reste découvert et on lui fait subir un fort coup de feu pendant une demi-heure. On le retire ensuite et on le laisse refroidir. On le brise, on cherche le culot et on le frappe entre des doubles de papier pour le nettoyer. On examine alors avec attention l'aspect des matières. Si le

creuset offre la trace d'une expansion au dehors, si sa paroi interne est colorée par une pellicule rouge d'oxyde de cuivre, ou si l'on y observe de petites grenailles métalliques, l'essai est manqué. L'aspect du sel est peu important; sa couleur varie du bleu d'azur au jaune safran. La scorie, quand l'essai est bien fait, est noire, bien fondue. La cassure est conchoïde et très-brillante. Le culot doit se séparer nettement, avoir la forme d'une lentille, une surface unie et l'éclat métallique; parfois il est recouvert d'une pellicule de matte qui est d'un mauvais augure. Lorsque les caractères sont satisfaisants et que la fonte a été faite sans plomb, on pèse le culot et on regarde comme égaux la perte en cuivre, et le surpoids provenant des impuretés.

Si le culot est plombeux on en fait la coupellation. On emploie de petites coupelles fabriquées avec le schiste bitumineux. Elles ne sont pas absorbantes et la manipulation diffère un peu du mode ordinaire. On met d'abord du borax, et quand il est fondu on ajoute le culot avec une pince. On chauffe violemment et on suit constamment des yeux l'opération. L'oxyde de plomb se forme et entre en fusion, il entoure le culot et augmente peu à peu. Bientôt son éclat devient verdâtre et il recouvre complétement le métal. A ce moment précis on retire la coupelle sur le bord de la moufle, pour graduer le refroidissement, et bientôt après on l'enlève définitivement. La scorie est verte, on en retire facilement le culot de cuivre et on le pèse. On admet alors que 10 grammes de plomb donnent sur le cuivre une perte de 1 centième. Par suite, si p est le poids du culot et P celui du plomb employé, la perte est de $0,1 . 0,01 . pP$ et le poids à enregistrer est :

$$p + 0,001 . p . P.$$

26. *Essai par voie humide.*

Le dosage du cuivre a été fait depuis longtemps en le précipitant par un barreau de fer. Cette méthode a été récemment perfectionnée au Hartz par Brunc Kerl et introduite à Agordo.

L'essai se fait sur 1 gramme de matière. On traite par l'eau régale additionnée d'acide sulfurique; on évapore à sec, les vapeurs rutilantes disparaissent et le soufre doit prendre une belle couleur jaune; on ajoute de l'acide sulfurique et on laisse en digestion une demi-heure; on étend d'eau et on filtre. (Le but de ces opérations est de procurer une dissolution neutre dans un acide non oxydant. Pour faciliter l'attaque on ajoute de l'acide nitrique, mais il est nécessaire de le détruire par une évaporation à sec. On détermine par là la formation de sous-sels de fer qu'il faut ensuite rendre neutres par une digestion avec l'acide sulfurique.) La liqueur filtrée doit être d'une concentration moyenne et d'une couleur verte assez intense; elle est placée dans un verre à fond plat; on prend ensuite, au lieu d'un barreau de fer, des fils de clavecin qui doivent être parfaitement nets; on les divise en fragments de 4 à 5 centimètres et on les plonge dans la liqueur. (On a par là l'avantage d'employer du fer chimiquement pur et d'éviter le dépôt dans le cuivre cémenté d'une petite quantité de carbone. En outre la surface de contact est augmentée, l'action galvanique en est rendue plus rapide, le dépôt a moins de consistance et la séparation exacte du fer est rendue possible.) On met le tout au bain de sable et on le maintient à une température de 60 à 70°. Le cuivre se dépose à l'état pulvérulent sous forme de grappes, tel que la limaille qui adhère au barreau aimanté. Si la liqueur est trop concentrée, il

se forme en outre de petites lamelles brillantes. Au bout d'un quart d'heure ou de vingt minutes au plus, la liqueur est complétement décolorée et on la verse dans une grande capsule. Les fils de fer sont nettoyés doucement à l'aide d'un pinceau ; tout le cuivre se trouve ainsi rassemblé dans la capsule, où on le lave à grande eau ; on le laisse se déposer, on décante la liqueur claire qui ne contient plus de traces sensibles à l'ammoniaque, puis on reçoit le précipité sur un très-petit filtre. Celui-ci est placé dans un creuset de porcelaine qu'on recouvre de son couvercle, pour éviter l'oxydation, et qu'on chauffe doucement à la lampe. Le filtre est bientôt desséché, on détache le précipité et on le pèse aussi rapidement que possible pour éviter l'absorption d'eau hygrométrique. Le filtre est incinéré, on retranche du poids obtenu celui des cendres et on attribue à la différence la formule CuO. Ce procédé appliqué avec soin donne un résultat exact à quelques millièmes près. Sa durée est de deux heures à deux heures et demie, mais on peut pendant ce temps mener de front un grand nombre d'essais.

27. *Essai colorimétrique.*

La méthode colorimétrique consiste à comparer les couleurs de la liqueur d'essai, et d'une dissolution normale, en étendant d'eau jusqu'à ce que la nuance devienne la même. Un calcul simple déduit alors du volume qu'on mesure la teneur de l'essai. Cette méthode a été proposée par le belge Jacquelain ; elle est appliquée régulièrement à Agordo avec des modifications que je vais faire connaître.

Pour composer la liqueur normale on pèse $0^{g},50$ de cuivre pur qu'on dissout dans 20 centimètres cubes d'acide nitrique, on chauffe au bain de sable jusqu'à

ce que la nuance devienne d'elle-même d'un beau bleu, on ajoute de l'eau et on verse de l'ammoniaque, on filtre s'il se forme un léger dépôt; puis on étend la liqueur jusqu'au volume d'un litre, et on la conserve dans des flacons bouchés à l'émeri. Cette liqueur doit être renouvelée au moins tous les quinze jours, car sa nuance se fonce un peu après ce terme, de plus on doit toujours constater l'odeur ammoniacale en l'absence de laquelle la couleur faiblit et devient verdâtre.

Pour faire un essai on prend un poids de matière qui varie avec sa teneur approximative, afin que la dissolution ne soit ni trop claire ni trop foncée. Ces poids sont :

Pyrite pauvre	5 grammes.
— bonne	2
— riche	2
Noyaux	2
Matte pauvre	2
— riche	1
Grassure	1

La nature du dissolvant n'est pas sans importance. En général la couleur est un peu violacée avec l'acide azotique et verdâtre avec l'eau régale. De plus celle-ci fait passer une quantité variable de soufre à l'état d'acide sulfurique qui donne des sels doubles et modifie la nuance. Pour cette raison on ne l'emploie qu'avec les grassure et les tazzoni, le reste est attaqué par l'acide nitrique. Il y a aussi d'autres influences dont la portée n'est pas encore bien connue. Ainsi on a observé qu'avec un grillage préalable qui chasse une partie du soufre, on trouve des teneurs plus fortes; la durée de l'exposition à l'air intervient aussi. Pour ces raisons il importe d'opérer toujours dans des conditions identiques, on obtient alors des résultats très-comparables.

L'essai étant pesé, on le met au bain de sable avec

environ 10 centimètres cubes d'acide. On en ajoute peu à peu une quantité égale et davantage, si on a plus d'un gramme. Il est nécessaire d'employer un excès d'acide, pour avoir certainement le cuivre au maximum. Cependant on a intérêt à ne pas aller trop loin, car il faut ensuite chauffer jusqu'à ce que les vapeurs rutilantes aient complétement cessé. Le soufre est alors aggloméré en petites boules, qui surnagent avec une belle couleur jaune. On verse dans un verre à fond plat recouvert d'un disque de verre, on ajoute de l'ammoniaque, on agite et on laisse le précipité d'oxyde de fer se déposer. Il est reçu sur un filtre sans plis et lavé à l'eau chaude. Ce précipité très-spongieux retient encore beaucoup de cuivre; on le redissout dans l'acide chlorhydrique, et on précipite de nouveau par l'ammoniaque. La liqueur fortement colorée en bleu est filtrée dans la même fiole; si le précipité est très-abondant il convient de recommencer une troisième fois. Parfois, au contraire, une seule précipitation suffit, avec les grassures par exemple. On n'a pas besoin pour ces opérations d'employer l'eau distillée; on peut prendre de l'eau ordinaire, en évitant toutefois de se servir de celle qui a traversé les usines.

Pour l'évaluation du titre, il faut distinguer deux cas suivant que la dissolution est plus ou moins colorée que la liqueur normale. Si elle est plus claire on la verse dans une éprouvette graduée, où on mesure son volume (N centimètres cubes); on a soin de refroidir l'éprouvette avec de l'eau afin d'opérer toujours à la même température. On prend d'autre part, à l'aide d'une pipette calibrée, 5 centimètres cubes de liqueur normale, et on les verse dans un tube fermé de $0^m,01$ de diamètre. Ce tube assez long est gradué en dixièmes de centimètres cubes, sauf dans la partie inférieure

où on supprime la graduation pour pouvoir mieux apprécier la couleur. On prend dans un petit tube identique une partie de la liqueur à essayer et on compare les deux nuances; pour cela l'essayeur place les tubes à côté de l'un de l'autre sur une feuille de papier blanc, puis tournant le dos à la fenêtre, il les élève au-dessus de sa tête pour les exposer au jour et les regarder sous une incidence qui peut être de 30°. Il a soin en outre de les changer mutuellement de place, pour avoir égard à ce que le laboratoire n'est jamais éclairé uniformément dans toutes les directions. Cette précaution est importante. On aurait probablement plus de précision, si on employait des éprouvettes à section rectangulaire et plus grande, à cause des miroitements que donnent les cylindres de verre. On ajoute peu à peu de l'eau et au besoin de l'ammoniaque à la dissolution normale, jusqu'à ce qu'on obtienne l'identité de teinte. La liqueur normale occupe alors *n* centimètres cubes, et le raisonnement à faire est le suivant :

Un litre ou 1.000 centimètres cubes de liqueur normale contiennent $0^g,50$, combien contiennent les 5 centimètres cubes sur lesquels on a opéré :

$$1.000^{cc} : 0^g,5 :: 5^{cc} : x^g,$$
$$x = 0^g,0025.$$

Ces 5 centimètres cubes étendus jusqu'à *n* centimètres cubes renferment toujours les $0^g,0025$; ils sont alors identiques à la liqueur de l'essai, et comme celle-ci occupe N centimètres cubes, il vient un représentant par *y* le poids de cuivre contenu :

$$n^{cc} : 0,0025 :: N^{cc} : y^g,$$
$$y = 0^g,0025 \frac{N}{n}.$$

Si donc on a opéré sur un poids p de matière, on a, en exprimant la teneur z en centièmes :

$$p^g : y^g :: 100 : z,$$

$$z = 100 \frac{y}{p} = 0,25 \frac{N}{np}.$$

Pour opérer facilement, on peut calculer d'avance le coefficient pour les valeurs usuelles de p et en faire le produit par les neuf chiffres significatifs pour abréger la multiplication par $\frac{N}{n}$.

Si au contraire la liqueur de l'essai est la plus foncée, on l'étend au volume de 100 p centimètres cubes, on en prend 5 avec la pipette et on les met dans un tube court de $0^m,004$ de diamètre. On verse un peu de liqueur normale dans un tube identique qu'on ferme avec un petit bouchon pour le distinguer, on observe les nuances comme dans le cas précédent, et pour étendre la liqueur de l'essai, on la verse dans un verre, on ajoute de l'eau, on agite et on reprend une portion dans le tube; quand son intensité est devenue égale à celle de la liqueur normale, on verse tout le contenu du verre dans le tube gradué en centimètres cubes, et la lecture n centimètres cubes indique la teneur en centièmes, comme le montre le raisonnement suivant :

5 centimètres cubes de la liqueur d'essai une fois étendue contiennent comme la liqueur normale qui lui est identique $0^g,0025$, d'après ce que nous avons vu; combien contiennent les n centimètres cubes?

$$5 : 0,0025 :: n : x.$$

Ces n centimètres cubes en occupaient 5 avant l'extension, par suite la quantité contenue dans ces 5 centimètres cubes étant aussi x, combien y a-t-il de cuivre

dans les 100 p centimètres cubes qui forment la totalité du volume de l'essai?

$$y : 100p :: x : 5.$$

Enfin comme on a opéré sur p grammes, la teneur en centièmes s'obtient par la proportion

$$p : y :: 100 : z.$$

En multipliant terme à terme, il vient :

$$1 : 0,05 :: 20n : z,$$

$$z = n.$$

De cette manière on obtient la teneur par une simple lecture.

EXTRAITS DE MINÉRALOGIE

Par M. DE SÉNARMONT.

(TRAVAUX DE 1854 ET 1855.)

Sur le graphite; par KENNGOTT.

(*Comptes rendus de l'Académie de Vienne*, t. XIII, p. 469.)

Graphite de Ticondéroga (New-York). Engagé dans du spath calcaire. Noir de fer. Éclat métallique vif, dureté du gypse, densité 2.229. Lames minces hexagonales, deux facettes b^1 et $b^{1/3}$ en bordure hexagonale sur les arêtes de la base P; une facette a^1 sur les angles alternes.

$$b^{1/3}/P = 110°; \quad b^1/P = 137°; \quad a^1/P = 122°.$$

La base est striée normalement aux intersections de a^1 et de P.

D'après Nordenskiöld (*Pogg. Annal.*, t. XCVI, p. 110), le graphite serait oblique symétrique; mais ces observations paraissent mériter confirmation.

Sur le calomel de Moschellandsberg; par M. HESSENBERG.

(*Mém. de la Société des naturalistes de Senckenberg*, t. I, p. 24.)

(Pl. VII, *fig.* 20) Faces observées.

P. a^1, a^2, a^3;
b^4, b^1, $b^{1/2}$;
$(b^1 b^{1/3} h^{1/5}) = r$;
$(b^1 b^{1/3} h^{1/2}) = n$;
$(b^1 b^{1/3} h^{1/3}) = v$;
h^7 ou h^8.

Les dimensions de la forme primitive sont déterminées par la condition que $a^3/a^3 = 127° 5'$ aux arêtes culminantes.

Clivages tronquant les arêtes obtuses de h^7/h^7 et par conséquent dans la zone $Pb^4 b^1 b^{1/2}$. Les angles observés s'accordent avec ceux qu'indique M. Dana.

Sur la covelline; par KENNGOTT.

(*Comptes rendus de l'Académie de Vienne*, t. XII, p. 22.)

De Léogang (Salzburg). Lames hexagonales, base P, deux bordures sur les arêtes horizontales $b^1/b^{1/2}$, $b^{1/3}$ strié horizontalement.

$$b^1/P = 155°.24', \qquad b^1/b^{1/3} = 150°,54.$$

Densité : 4,636.

Cuivre.	64,56
Fer.	1,14
Soufre.	34,30
	100,00

Sur le sprödglaserz de S. Andreasberg; par SCHRÖDER.

(*Pogg. Ann.*, t. XCV, p. 257.)

Ce mémoire fait connaître un très-grand nombre d'angles mesurés sur le sprödglaserz (Pl. VII, *fig.* 8 à 11). Ils se déduisent des données suivantes :

$$M/M = 115°,39, \qquad Pb^{1/2} = 127°,51.$$

Les faces observées sont représentées par les symboles suivants :

P. g^1, h^1, M, g^2, h^2; a^1; $e^{1/4}$, $e^{1/2}$, e^1, $e^{3/2}$; $b^{1/2}$, $b^{3/4}$, b^1, $b^{3/2}$, b^2; $(b^{1/2}, b^{1/4}, g^{1/3})$; $(b^{1/4}, b^{1/6}, g^1)$; $(b^{1/2}, b^{1/4}, g^1)$; $(b^1, b^{1/2}, g^1)$; $(b^{1/4}, b^{1/6}, g^{1/}\ )$; $(b^{1/2}, b^{1/6}, g^1)$; $(b^{1/2}, b^{1/6}, g^{1/3})$; $(b^{1/2}, b^{1/7}, g^1)$; $(b^{1/2}, b^{1/8}, g^1)$; $(b^{1/2}, b^{1/8}, g^{1/2})$ $(b^{1/2}, b^{1/10}, g^1)$; $(b^1, b^{1/2}, h^1)$; $(b^{1/2}, b^{1/4}, h^1)$.

Sur le schilfglaserz de Hiendelencina (Espagne) ; par M. ESCOSURA.

(*Revista minera*, t. VI, p. 358.)

De la mine de Sante Cecilia, associé avec l'argent sulfuré aigre, l'argent rouge clair ou foncé, le fer spathique, la pyrite de fer et la pyrite cuivreuse, la blende, la galène, l'antimoine sulfuré, et quelques sulfures altérés de plomb et d'argent.

Couleur entre le gris de plomb et le gris d'acier. Éclat métallique vif; cassure inégale, conchoïdale et grenue; dureté 2,5, aigre et fragile; poussière noire; densité 5,6 à 5,7.

Prisme rhomboïdal droit fortement strié.

La base est souvent remplacée par un biseau reposant sur les angles aigus.

Angle aux arêtes verticales aiguës, 74°.
— aux arêtes verticales obtuses, 145°.
— au biseau remplaçant la base, 120°.

		atomes.
Argent.	22,45	2
Plomb.	31,90	3
Antimoine.	26,83	2
Soufre.	17,60	11

Sur la forme du kupferwismuthglanz de Schwarzenberg (Saxe); par DAUBER.

(*Pogg. Ann.*, t. XLII, p. 241.)

Cristal net quoique microscopique; prisme rhomboïdal.

M/M	102°,42′
$h^1/a^{1/3}$.	105°,12′
h^1/a^1	128°,49′

Analyse du kupferwismutherz de la mine Neugluck, près Wittichen (duché de Bade); par SCHNEIDER.

(*Pogg. Ann.*, t. XCII, p. 241.)

Cuivre.	31,31	33,19	31,14
Bismuth.	51,83	50,62	48,13
Soufre.	16,15	15,87	17,79
Fer.	»	»	2,54
	99,29	99,68	99,60

Il est mélangé de bismuth dont on le sépare par l'acide chlorhydrique agissant à l'abri du contact de l'air.

La composition serait donc représentée par $3Cu^2S + BiS^3$ et le minéral se rapprocherait du kupferwismuthglanz.

Sur l'acide borique; par KENNGOTT.

(*Comptes rendus de l'Académie de Vienne*, t. XII, p. 26.)

Cristaux obtenus par évaporation lente, paraissant être des prismes obliques composés des faces M, h^1 et P et maclés sur les faces h^1. On trouve

$$M/M = 118°,4', \quad Mh^1 = 120°,50.$$

P/M ne paraît pas beaucoup s'éloigner de 120°.

(D'après Miller l'acide borique cristallise en prisme oblique dissymétrique.)

Sur la Brucite (magnésie hydratée); par DANA.

(*Journ. de Sillim.*, t. XII, p. 83.)

Rhomboèdre primitif R, rhomboèdre e^3 face a^1,

$$R/a^1 = 119° \text{ à } 119°,55', \quad e^3/a^1 = 105°,30;$$

donc

$$R/R = 82°.15.$$

Sur la datholite de S. Andreasberg; par M. SCHRÖDER.

(*Pogg. Ann.*, t. XCIV, p. 285.)

M. Schröder fait connaître plusieurs formes remarquables de la datholite (*fig.* 12 à 19).

Il résulterait de ses mesures que la base P du prisme serait inclinée de 90°,6 sur la face verticale h^1.

Les faces brillantes donnent souvent des images multiples; les mesures ne peuvent donc décider absolument entre le prisme droit hémièdre et le prisme oblique. (Voy. *Annales des mines*, t. VI, p. 565.)

Les faces observées par M. Schröder sont, en supposant le prisme oblique,

$$P, M;\ h^1, h^2, h^3;\ d^{1/2}, \bar{a}^{1/4};\ b^{1/2};\ a^2, a^{1/2};\ 0^{1/2}, 0^{3/2}, 0^{1/4};\ e^1, e^{1/2};$$
$$(b^1, b^{1/3}, h^1);\ (d^1, d^{1/5}, h^1);\ (d^1, b^{1/3}, g^1);$$

et les angles les plus propres à en déterminer les dimensions sont :

$$Ph^1 = 90°, 6', \quad 0^{1/2}h^1 = 135°,13', \quad h^1d^{1/2} = 113° \quad 0^{1/4}h^1 = 153°,34'.$$
$$Mg^1 = 141°,41', \quad g^1\ h^3 = 122°,20', \quad P\,d^{1/2} = 141°,2'.$$

Si l'on taille une plaque rigoureusement parallèle à la base P, en laissant subsister cette base pour plus de sécurité; on peut, en collant cette plaque entre deux prismes isocèles de verre, apercevoir autour des axes optiques le double système d'anneaux. Le plan de ces axes est parallèle à la section symétrique du prisme oblique; la bissectrice des axes n'est pas assez manifestement inclinée sur la base pour faire reconnaître l'obliquité du prisme, mais les couleurs sont distribuées dans chaque système d'anneaux de manière à bien démontrer que les bissectrices correspondantes à chaque couleur simple ne coïncident pas, mais s'épanouissent en éventail dans la section symétrique du prisme oblique. Ces bissectrices diverses sont donc inégalement inclinées à la base, particularité absolument incompatible avec une forme droite, et preuve d'une obliquité que les mesures d'angles auraient toujours laissée douteuse.

Sur la kataplėjite; par DAUBER.

(*Pogg. Ann.*, t. XCII, p. 239.)

La kataplėjite n'est pas prismatique mais hexagonale, avec lesfaces M, P, $b^{1/2}$, b^1, b^2, facilement clivable parallèlement à M.

$$b^1/P = 57°,19', \qquad b^1/M = 32°,31 \text{ à } 32°,45', \qquad b^2/D = 38°,22'.$$

Sur les cristaux de serpentine; par SCHEERER.

(*Pogg. Ann.*, t. XCII, p. 287.)

M. Scheerer a examiné des cristaux à l'état de serpentine, les uns de Snarum, les autres d'Easton (Pensylvanie).

On sait que ces cristaux sont généralement regardés comme des pseudomorphoses soit d'amphibole. soit d'augite, soit de péridot. M. Scheerer pense que les mesures d'angles, la disposition des clivages, la translucidité prouvent que ces cristaux appartiennent à des espèces minérales *proprii generis*. La transparence même peut servir à démontrer l'erreur de M. Scheerer, des plaques minces laissent passer la lumière polarisée sans lui imprimer aucune des propriétés qui caractérisent une véritable cristallisation.

Sur le soufre de Radobog (Hongrie); par M. MAGNUS.

(*Pogg. Ann.*, t. XCII, p. 657.)

Le soufre orangé de Radobog se dissout dans le sulfure de carbone à la manière du soufre jaune; il est coloré par une substance bitumineuse mêlée d'une matière fixe composée de silice d'alumine et d'oxyde de fer.

Analyse d'une galène manganésifère de Gladenbach; par SANDMANN.

(*Journ. de chim. et de pharm.*, t. LXIX, p. 371.)

Soufre	13,70	13,90
Plomb	82,45	83,58
Fer	0,83	0,83
Manganèse	1,13	1,26
Argent	0,14	0,14
	98,25	99,71

Sur l'étain sulfuré; par MALLET.

(*Journ. de Sillim.*, 2e s., t. XVII, p. 33.)

De Saint-Michaelsberg (Cornwallis). Cristallin d'un noir de fer, poussière noire, densité 4,522.

Soufre	29,46
Étain	26,85
Cuivre	29,18
Fer	6,73
Zinc	7,26
Gangue	0,16
	99,64

Sur la plombocalcite de Leadhills (Écosse); par C. DE HAUER.

Comptes rendus de l'Académie de Vienne, t. XII, p. 701.

Angle aux arêtes culminantes du rhomboèdre 105°. Densité 2,772, dureté 3.

Carbonate de chaux	92,43
Carbonate de plomb	7,94
	100,17

Analyse de la copiapite du Chili; par SMITH.

(*Journ. de Sillim.*, t. XVIII, p. 375.)

En aiguilles fines qui paraissent des prismes à six pans sous le microscope.

Acide sulfurique	30,25	30,42
Sesquioxyde de fer	31,75	30,98
Eau	38,20	
Résidu insoluble	0.54	
	100,64	
Densité	1,84	

Analyses de la polyalite, exécutées sous la direction de M. H. ROSE.

(*Pogg. Ann.*, t. XCIII, p. 1.)

	(1)	(2)	(3)
Sulfate de chaux	42,29	45,62	41,72
— de magnésie	18,27	18,97	17,80
— de potasse	27,09	28,39	25,91
— de soude	2,60	0,61	»
Chlorure de sodium	1,38	0,31	0,41
Silice	0,27	0,32	»
Eau	6,10	6,02	6,90
	98,00	100,24	92,74

(1) P. à larges fibres soi-disant de Hallein.

(2) P. d'un rouge de cire à cacheter en fibres minces et droites.

(3) P. grise de Vic.

$2CaOSO^3 + MgOSO^3 + KOSO^3$ probablement mêlée mécaniquement d'un peu de gypse.

Analyses; par DE KOBELL.

(*Ann. de chim. et de pharm.* (1), t. XC, p. 244; (2), t. XCII, p. 248.)

(1) De la chloritoïde d'une localité voisine de Bregatten, en Tyrol.

(2) D'un minéral regardé comme un klinochlore de Markt-Leugast, environs de Bayreuth.

	(1)	Oxygène.	(2)	Oxygène.
Silice	26,19	2,31	34,49	15,21
Alumine	38,30		15,37	
Sesquioxyde de fer	6,00	3,28	2,30	6,89
Sesquioxyde de chrome	»		0,55	
Protoxyde de fer	21,11	1,00	4,25	12,80
Magnésie	3,30		32,94	
Eau	5.50	0,81	11,50	8,76
	100,40		100,40	

Analyse de la sordawalite; par WANDESLEBEN.

(*Nouv. Annuaire de pharm.*, t. I, p. 33.)

Silice	47,70
Alumine	16,65
Sesquioxyde de fer	21,32
Magnésie	10.21
Acide phosphorique	2,26
	98,14

D'après Nordenskiöld le fer serait à l'état de protoxyde et le minéral contiendrait 4,38 p. o/o d'eau.

Sur la lazulite et la swanbergite; par J. INGELSTRÖM.

(*Journ. f. pr. chem.*, t. LXIV, p. 252.)

Ces minéraux se trouvent dans une roche de quartz à Horrsjöberg, dans le Wermland, avec du dystène, de la pyrophillite, du mica, du fer oligiste.

Lazulite.	
Acide phosphorique	42,52
Alumine	32,86
Protoxyde de fer	10,55
Magnésie	8,58
Eau	5,30
	99,81
Densité	2,78

Swanbergite.	
Acide sulfurique	17.32
Acide phosphorique	17,80
Alumine	37,84
Protoxyde de fer	1,40
Chaux	6,00
Soude	12,84
Chlore	trace.
Eau	6,80
	100,00

La lazulite était en esquilles bleues transparentes.

Le second minéral paraît être de la lazulite altérée par de l'acide sulfurique.

Analyse du pyroxène augite de la dolérite de Sasbach Kaiserstuhl; par TOBLER.

(*Ann. de chim. et de pharm.*, t. XLI, p. 230.)

Silice	44,40
Alumine	7,83
Chaux	22,60
Magnésie	10,15
Soude	2,13
Potasse	0,65
Protoxyde de fer	11,81
Protoxyde de manganèse	0,11
Eau	1,03
	100,71

Sur la clintonite; par BRUSH.

(*Journ. de Sillim.*, 2e s., t. XVIII, p. 407.

D'Amity (New-York). Minéral d'un rouge de cuivre, dureté 5,5, densité 3,148. Au chalumeau devient opaque et incolore sans fondre, entièrement attaquable à l'acide chlorhydrique concentré.

Silice	20,24	20,13
Alumine	39,13	38,68
Sesquioxyde de fer	3,27	3,48
Zircone	0,75	0,68
Chaux	13,69	13,35
Magnésie	20,84	21,65
Soude	1,14	1,14
Potasse	0,29	0,29
Eau	1,04	1,05
	100,39	100,45

Analyses; par C. DE HAUER.

(*Journ. f. pr. chem.*, t. LXIII, p. 86).

(*Comptes rendus de l'Académie de Vienne*, t. XII, p. 293-389).

Anauxite : $Al^2O^3, 2SiO^3 + 3H^2O$.

Silice	62,20	62,21
Alumine	23,82	24,65
Chaux	1,00	0,65
Eau	12,40	12,28
	99,42	99,99

Okénite : $CaO, 4SiO^3 + 6H^2O$.

Silice	54,80	54,82
Magnésie	trace	»
Chaux	27,31	27,16
Eau	18,05	18,03
	100,16	100,01

Harringtonite : $RoSiO^3 + Al^2O^3SiO^3 + 3H^2O$.

Silice	45,07
Alumine	26,21
Chaux	11,32
Soude	3,75
Eau	14,34
	100,69

Galaktite de Kilpatric (probablement natrolite).

Silice	46,99
Alumine	26,84
Chaux	4,36
Potasse	0,45
Soude	9,68
Eau	11,05
	99,37

Analyse de l'helvine; par RAMMELSBERG.

(*Pogg. Ann.*, t. XCIII, p. 453.)

De la syénite zirconienne du sud de la Norwége.

Soufre	5,71
Manganèse	9,97
Silice	33,13
Glucine	11.46
Protoxyde de manganèse	36,50
Protoxyde de fer	4.00
	100,57

Analyse de l'ostéolite de Erzberg, près Amberg; par SCHÖDER.

A grains fins, friable, blanche.

Acide phosphorique	42,00
Chaux	48,16
Silice	4,97
Sesquioxyde de fer	1,56
Magnésie	0,75
Potasse	0,04
Soude	0,02
Acide carbonique	2,21
Eau	1,31
	101,02

Analyse d'un phosphate d'Yttria; par SMITH.

(*Journ. de Sillim.*, 2e s., t. XVIII, p. 377.)

Trouvé dans les sables aurifères de la Géorgie. Dureté, 4,5; densité, 4,54.

Acide phosphorique	32,45
Yttria	54,12
Oxyde de cérium	11,03
Sesquioxyde de fer	2,06
Silice	0,89

EXTRAITS DE CHIMIE

(TRAVAUX DE 1855 ET 1856).

Par M. E. RIVOT, ingénieur des mines, professeur à l'École des mines.

De la décomposition des sels insolubles par les dissolutions de sels solubles; par M. H. Rose.

Annales de Poggendorf, t. LXXXIV, page 48; t. XCV, page 96.

Les décompositions des sels insolubles par les dissolutions salines, employées fréquemment dans les analyses minérales, sont cependant peu étudiées; l'attention de M. H. Rose a été appelée sur ce sujet par les expériences qu'il a faites sur l'action et l'influence de l'eau dans un grand nombre de réactions chimiques.

Les principaux résultats obtenus par le savant professeur sont les suivants :

I. *Décomposition du sulfate de baryte par les carbonates de soude et de potasse.*— Cette action a été connue depuis longtemps; elle a été utilisée ou étudiée, par voie humide ou par voie sèche, par Margraff, Wiegleb, Fourcroy, Kirchhof, Richard Phillips. Klaproth, Kölreuter.

D'après les nouvelles expériences de M. H. Rose, la décomposition est nulle ou du moins extrêmement lente à froid, avec les bicarbonates comme avec les carbonates neutres alcalins. Elle est complète à la température de l'ébullition et peut se faire dans un temps assez court, à la condition de décanter à plusieurs reprises, en remplaçant chaque fois la liqueur par une nouvelle dissolution concentrée de carbonate alcalin. On peut se dispenser des décantations successives en employant de suite un énorme excès de réactif : il ne faut pas moins de 15 équivalents de carbonate de soude pour produire la transformation complète de 1 équivalent de sulfate de baryte. Le sel de potasse paraît agir avec une plus grande énergie; cependant il doit aussi être employé en très-grand excès.

M. H. Rose s'est rendu compte de la raison pour laquelle la décomposition ne peut être complète et stable qu'en présence d'une dissolution très-concentrée de carbonate alcalin. Par des expériences directes, il a démontré que le carbonate de baryte est décomposé par les dissolutions de sulfates alcalins. Cette réaction, inverse de celle qu'on veut produire dans les analyses, commence à la température ordinaire, et peut être aisément complète à l'ébullition. Il en résulte que la décomposition du sulfate de baryte par les carbonates alcalins est contrariée par la réaction inverse du sulfate alcalin que le carbonate de baryte produit d'abord. De là résulte la nécessité de décanter la liqueur à mesure qu'elle se charge de sulfates solubles, ou d'employer un énorme excès de carbonate alcalin, dont l'action devient alors prédominante.

La décomposition du sulfate de baryte par les carbonates alcalins, en employant la voie sèche, recommandée de préférence à la voie humide par Klaproth, Stromeyer et par M. H. Rose, réussit très-facilement. Elle est complète quand on emploie 4 parties (en poids) de carbonate alcalin pour 1 poids de sulfate de baryte, proportion qui représente 6 à 7 équivalents de carbonate de potasse et 8 à 9 équivalents de carbonate de soude.

Employés en proportion plus faible, les carbonates alcalins ne décomposent que partiellement le sulfate de baryte; ils agissent d'autant mieux qu'ils sont en moindre excès. Ainsi, si l'on fond ensemble 1 équivalent de carbonate de potasse avec 1 équivalent de sulfate de baryte, on peut décomposer environ la moitié du sulfate; à une température très-élevée la décomposition est moins complète qu'au rouge. Le carbonate de soude, employé équivalent pour équivalent, ne décompose pas beaucoup plus du tiers du sulfate de baryte, mais paraît agir d'autant plus que la température est plus élevée.

Par voie sèche les sulfates alcalins décomposent le carbonate de baryte en produisant du sulfate de baryte et des carbonates alcalins. L'action est aussi facile et aussi complète que par voie humide: par conséquent, si l'on veut utiliser dans les analyses l'action des carbonates alcalins sur le sulfate de baryte, par voie sèche, il est indispensable d'employer un grand excès de carbonates.

II. *Action de la potasse caustique en dissolution sur le sulfate de baryte.*— Cette question est très-difficile à étudier, parce

que la potasse contient presque toujours une proportion notable d'acide carbonique, et qu'il n'est pas aisé d'éviter l'accès de l'air pendant une longue ébullition. Il résulte des expériences de M. H. Rose que l'action de la potasse bien pure sur le sulfate de baryte est nulle quand on parvient à éviter l'accès de l'air, c'est-à-dire quand il n'y a pas de carbonate alcalin.

Si l'on opère par voie sèche, par fusion au creuset d'argent, on peut toujours constater une décomposition partielle, mais elle est due probablement à la formation d'une certaine quantité de carbonate de potasse, qu'il est impossible d'éviter.

III. *Action des acides sur le sulfate de baryte.* — Le sulfate de baryte n'est pas complétement insoluble dans les acides. Quand on le fait bouillir dans l'acide hydrochlorique ou dans l'acide azotique, on en dissout toujours une certaine proportion; de là résulte la nécessité, dans le dosage de l'acide sulfurique ou de la baryte, de ne pas opérer en présence des acides concentrés et de ne pas porter les liqueurs à l'ébullition. L'acide sulfurique dissout une proportion de sulfate de baryte bien plus grande que les acides hydrochlorique et azotique. Les sulfates de strontiane et de chaux, principalement ce dernier, sont notablement plus solubles dans les acides que celui de baryte.

Cependant le sulfate de chaux paraît moins soluble que celui de baryte dans l'acide sulfurique.

Recherches sur le bismuth (suite); par M. H. Schneider.

Annales de Poggendorf, t. XCIV, p. 628 et t. XCVI, p. 130.—Voir les extraits de chimie de l'année 1854.

Séléniure et séléniochlorure de bismuth. — On peut obtenir par fusion la combinaison directe du sélénium avec le bismuth; le composé $BiSe^3$ contient:

Bismuth	63,63
Sélénium	36,37
	100,00

On n'arrive à ce composé que par plusieurs fusions successives avec du sélénium.

Il a l'éclat métallique très-prononcé, la texture cristalline; sa densité est de 6,82. Au chalumeau sur le charbon il produit une forte odeur de sélénium, et colore la flamme en bleu d'azur;

sur le charbon se dépose une auréole, dont le bord extérieur est blanc et le bord intérieur jaune. Il n'est pas attaqué par les acides non oxydants; mais il l'est facilement par l'acide azotique, par l'eau régale, qui séparent du sélénium.

Si l'on projette du séléniure de bismuth pulvérisé dans du chlorure double de bismuth et d'ammonium, chauffé jusqu'à fusion, on voit le séléniure se dissoudre en colorant la masse en rouge brun. Quand la fusion est bien tranquille et la matière homogène, on laisse refroidir. Il se forme de petits cristaux d'un gris d'acier, très-brillants, qui sont mélangés avec du chlorure de bismuth.

On les purifie en les lavant avec de l'acide hydrochlorique étendu et avec de l'eau.

Ils ont pour composition :

Chlorure de bismuth.	32,04
Séléniure de bismuth.	67.96
	100,00

Ces nombres conduisent à la formule



$$Bi\,cl^3 + 2Bi\,S^3,$$

Le séléniochlorure de bismuth est insoluble dans l'eau et dans l'acide hydrochlorique faible. Il est attaqué facilement par l'acide azotique, qui sépare du séléniure de bismuth, et par les agents oxydants de la voie humide.

Protochlorure de bismuth. — Ce composé est difficile à préparer : Heintz a cherché vainement à l'obtenir par les méthodes suivantes :

1° En faisant digérer du bismuth métallique avec du chlorure : le métal n'est pas attaqué ;

2° En chauffant le chlorure sec dans une atmosphère de gaz hydrogène desséché : le chlorure se sublime sans altération ;

3° En faisant passer de l'acide hydrochlorique sec sur du bismuth métallique convenablement chauffé : le métal est à peine attaqué ;

4° En traitant par l'acide hydrochlorique gazeux le sulfure de bismuth de Werther : on obtient du chlorure et du sulfure ;

5° En traitant par le chlore gazeux le bismuth chauffé jusqu'à fusion : il se forme seulement du chlorure, avec une coloration violette, que Heintz attribue à l'impureté du bismuth employé.

D'après M. Schneider, le second procédé peut donner un ré-

sultat différent si l'on emploie le chlorure ammoniacal sec, $2AzH^4cl + Bicl^3$, en place du chlorure simple. En chauffant ce composé à 300° dans l'hydrogène sec, on obtient de l'acide hydrochlorique, du sel ammoniac, et du chlorure de bismuth, qui se sublime en petite quantité. Il reste dans la nacelle une matière colorée en rouge pourpre, lentement fusible en un liquide oléagineux, presque noir. Par refroidissement lent, la substance devient brune et se solidifie en prenant la texture cristalline.

Elle attire rapidement l'humidité de l'air, et se recouvre d'une croûte blanche qui se résout en un liquide clair. Traitée par l'eau, elle donne une liqueur laiteuse ; elle dégage de l'ammoniaque quand on la fait chauffer avec de la potasse ; les acides minéraux étendus dissolvent du sel ammoniac, du chlorure de bismuth, et séparent une poudre noire de bismuth métallique.

Ces propriétés démontrent que par l'action de l'hydrogène il s'est formé une certaine proportion d'un chlorure inférieur : l'analyse confirme cette indication; en effet, le chlorure double ammoniacal a pour composition :

Bismuth	49,06
Chlore	42,45
Ammonium	8,49
	100,00

Le résidu du traitement par l'hydrogène contient :

Bismuth	69,33
Chlore	26,93
Ammonium	3,74
	100,00

Ces nombres indiquent qu'une partie du métal n'est plus à l'état de chlorure $BiCl^3$.

En prolongeant l'action de l'hydrogène, on peut enlever une plus forte proportion de chlorure et arriver à la composition :

Bismuth	62,02
Chlore	33,67
Ammonium	4,31
	100,00

qui peut être représentée par la formule $Bicl^2 + AzH^4cl$. Par là se trouve démontrée l'existence du composé $Bicl^2$, mais en même temps la difficulté de le préparer par l'action de l'hydrogène.

On peut obtenir un résultat plus favorable en décomposant le chlorure de mercure par le bismuth métallique et en employant les proportions :



$$2Hg^2 cl + Bi = 4Hg + Bi cl^2.$$

Le mélange aussi intime que possible est chauffé pendant trois ou quatre heures, à la température de 250°, à l'abri du contact de l'air.

Le mercure se volatilise presque complétement, et on obtient à peu près le composé $Bicl^2$, qui renferme :

Bismuth.	74,28
Chlore.	25,72
	100,00

Il est d'un noir mat et ne présente pas la texture cristalline ; il est très-hygrométrique et décomposé par l'eau, avec dépôt de sous-chlorure. Il est décomposé par la chaleur, par les acides et par les alcalis.

Nouveau procédé de dosage du carbone ; par M. E. Brunner.

Annales de Poggendorf, t. CXV, p. 379.

Les frères Rogers ont annoncé depuis plusieurs années que le graphite et même le diamant porphyrisés peuvent être transformés en acide carbonique par des réactifs de la voie humide, par un mélange d'acide sulfurique et de bichromate de potasse.

La transformation complète en acide carbonique a été mise en doute par plusieurs chimistes, par MM. Rogers, Perrier, Guckelberger, Scheele, Dobereiner, qui, dans leurs expériences, ont obtenu de l'acide formique en même temps que de l'acide carbonique.

M. C. Brunner s'est occupé de rechercher dans quelles conditions la transformation en acide carbonique peut être complète, et la disposition d'appareil la plus convenable pour recueillir et pour doser l'acide carbonique.

En employant 10 parties de bichromate et l'acide sulfurique correspondant, on parvient à transformer entièrement en acide carbonique le carbone des corps tels que la houille, qui offrent la plus grande difficulté à l'oxydation par la voie humide. Quand il s'agit de matières organiques facilement décomposables, il convient au contraire d'employer une plus faible proportion de bichromate et d'acide sulfurique.

L'appareil proposé par M. Brunner se compose d'une cornue de verre de 60 à 80 centimètres cubes, dont le col est incliné vers le haut, de manière à ce que les gouttes du liquide distillé puissent retomber dans la cornue. Un tube en caoutchouc conduit l'acide carbonique dans un tube en verre horizontal, contenant de la chaux caustique, imprégnée d'une dissolution de potasse, et dans une seconde partie de la ponce, imprégnée d'acide sulfurique. Les gaz qui sortent de l'appareil sont conduits dans de l'eau de chaux qui fait connaître si, en raison de la trop grande activité du dégagement, l'absorption de l'acide carbonique n'a pas été complète.

La matière proposée, bien porphyrisée et pilée, mélangée intimement avec du bichromate de potasse, est introduite dans la cornue; on monte l'appareil après avoir taré le tube contenant de la chaux potassée. On verse progressivement dans la cornue de l'acide sulfurique, plus ou moins concentré suivant la nature de la substance proposée. On chauffe de manière à ce que le gaz se dégage très-lentement et passe bulle à bulle dans l'eau de chaux. Quand l'action est terminée on fait passer le gaz contenu dans la cornue dans le tube qui renferme la chaux potassée, en déterminant un courant d'air extérieur à l'aide d'un flacon aspirateur. L'augmentation de poids du tube à chaux potassée indique la proportion d'acide carbonique et donne le dosage du carbone.

Procédé nouveau et avantageux de préparation de l'aluminium; par M. H. Rose.

Annales de Poggendorf, t. CXVI, p. 152.

M. H. Rose a employé comme matière première la cryolithe du Groënland, arrivée de Copenhague à Stettin en quantités assez fortes, et employée à Berlin pour la fabrication du savon.

La cryolithe, fluorure double d'aluminium et de sodium, est disposée dans de petits creusets de fer par couches alternantes avec du sodium, dans la proportion de 5 parties de cryolithe pour 2 parties de sodium. On recouvre le tout d'une couche de chlorure de sodium ou de chlorure de potassium, et on chauffe au rouge pendant une demi-heure. Après refroidissement on détache du creuset, on traite par l'eau, puis on écrase la matière insoluble sous un pilon, et on passe au tamis de soie. Les grenailles d'aluminium restent sur le tamis; on les fait fondre

avec une petite proportion de chlorure double d'aluminium et de sodium.

La cryolithe contient 15 p. 100 d'aluminium ; on n'en retire pas la moitié, bien que cette substance soit certainement la plus propre à la préparation du métal.

Sur les différents procédés qui peuvent servir à reconnaître les bases fortes et les bases faibles; par M. H. Rose.

Annales de Poggendorf, t. XCVI, p. 195, et pages 436-550.

M. H. Rose cherche à classer les bases d'après leur énergie en étudiant l'action qu'elles exercent sur les sels ammoniacaux et sur le chlorure de mercure, à une température ne dépassant pas 100°.

I. *Action sur les sels ammoniacaux.* — Les alcalis caustiques, les carbonates et les borates alcalins, et même les silicates alcalins, dégagent facilement l'ammoniaque des sels ammoniacaux.

Les antimoniates, arséniates et phosphates alcalins dégagent aussi de l'ammoniaque avec plus ou moins de facilité. Les titanates alcalins peuvent décomposer les sels ammoniacaux, mais sans dégager d'ammoniaque.

Les terres alcalines, même après avoir été fortement calcinées, et leurs carbonates, décomposent les sels ammoniacaux avec dégagement d'ammoniaque.

Les borates, les phosphates, les arséniates et les silicates des terres alcalines ne se dissolvent que difficilement et partiellement en expulsant une certaine proportion d'ammoniaque.

Le titanate de chaux naturel n'est pas sensiblement attaqué: l'oxalate de baryte se dissout en petite quantité dans le sel ammoniac, mais sans dégager d'ammoniaque.

La magnésie calcinée se dissout facilement dans le sel ammoniac à l'aide de la chaleur ; le carbonate de magnésie naturel et le borate de magnésie ne se dissolvent, au contraire, qu'avec la plus grande lenteur.

L'yttria, le protoxyde de cérium, le protoxyde de manganèse, le protoxyde de fer, l'oxyde de zinc, se dissolvent avec facilité dans les sels ammoniacaux en dégageant de l'ammoniaque.

Le protoxyde de cobalt se dissout aussi facilement, même après calcination ; le sesquioxyde ne se dissout pas du tout.

L'oxyde de nickel ne se dissout que s'il n'a pas été calciné.

Les oxydes du cuivre, ses carbonates, l'oxyde de plomb, l'oxyde de cadmium et leurs carbonates se dissolvent assez facilement dans les sels ammoniacaux en déplaçant l'ammoniaque.

L'oxyde d'étain SnO ne se dissout qu'avec une grande lenteur.

L'oxyde d'argent se dissout lentement, mais complétement; le carbonate agit plus facilement.

Les oxydes de mercure et de palladium, HgO et PdO se dissolvent avec facilité.

La glucyne non calcinée se dissout lentement dans le sel ammoniac à l'aide de la chaleur; elle est complétement insoluble après calcination.

Les bases suivantes sont sans action sur les sels ammoniacaux en dissolution :

L'alumine, la zircone, la théorie, les sesquioxydes de fer et de manganèse, les oxydes de chrome, de bismuth, d'antimoine et d'étain.

Ces différences d'action des oxydes sur les sels ammoniacaux peuvent être employées dans les analyses comme moyens de séparation, ainsi que M. H. Deville l'a proposé, sous la réserve cependant des affinités chimiques des oxydes, lesquelles s'opposent quelquefois à la netteté des séparations.

D'après toutes ces expériences, les oxydes qui répondent à la formule NO décomposent les sels ammoniacaux; les oxydes N^2O^3 sont sans action : il faut cependant en excepter la glucyne Gl^2O^3; pour cette base il y a discussion entre les chimistes sur la formule qu'il convient de lui attribuer. Dans un récent mémoire inséré dans les *Annales de physique et de chimie*, M. Debray lui attribue la formule GlO, en se fondant sur les raisons suivantes:

1° L'hydrate de glucyne absorbe l'acide carbonique de l'air et peut former des carbonates doubles.

2° Le chlorure ne paraît pas former, comme celui d'aluminium, des chlorures doubles avec les chlorures alcalins.

3° Les formules qui représentent les combinaisons sont plus simples en admettant la formule glO.

M. H. Rose ne considère pas ces raisons comme suffisantes et conclut pour l'adoption de la formule gl^2O^3 indiquée par Berzélius, en s'appuyant sur le volume atomique et sur la forme cristalline de la glucyne.

II. *Actions des bases sur le chlorure de mercure.* — En étudiant l'action des bases sur le chlorure de mercure, on est conduit à les diviser en trois classes, tandis que les décompositions des sels par le carbonate de baryte et l'action des oxydes sur les sels ammoniacaux donnent seulement deux divisions.

Les bases fortes, solubles ou insolubles dans l'eau, mises en excès suffisant en présence du chlorure de mercure, Hg Cl, donnent un précipité jaune d'hydrate. Les bases moins fortes, ou les bases fortes dont l'énergie est diminuée par leur combinaison avec un acide faible, produisent dans les mêmes circonstances un précipité brun rouge d'oxychlorure de mercure. Enfin les bases faibles ne produisent aucun précipité.

A la première classe appartiennent les alcalis et les terres alcalines.

Dans la seconde classe se placent les carbonates neutres, les sesquicarbonates, les phosphates et les borates alcalins, la magnésie et son hydrocarbonate, l'oxyde et le carbonate d'argent.

Enfin les bicarbonates alcalins et les carbonates neutres des terres alcalines appartiennent à la troisième classe.

RÉSULTATS

DE L'ANALYSE DE QUELQUES TERRES VÉGÉTALES AU POINT DE VUE DES AMENDEMENTS DONT ELLES SONT SUSCEPTIBLES.

Par M. MEUGY, ingénieur des mines.

Préoccupé de l'avenir des cartes agronomiques et de leur importance pour les progrès de l'art agricole, je me suis proposé de faire l'examen de quelques terres en recherchant quels sont les amendements qu'elles peuvent recevoir pour donner le plus grand produit possible dans les conditions où elles se trouvent placées. L'étude des terres envisagée au point de vue le plus général exige une détermination exacte et complète de tous les éléments dont elles se composent, parce qu'il faut pouvoir en déduire non-seulement les améliorations permanentes dont elles sont susceptibles par les amendements, mais aussi la nature des engrais qui leur conviennent le mieux et leur quantité.

J'ai laissé de côté cette seconde partie de la question, qui du reste est, en quelque sorte, subordonnée à la première. En effet, toutes choses égales d'ailleurs, il paraît certain que la fertilité du sol dépend surtout, dans la plupart des cas, de ses propriétés physiques. Et comme les engrais généralement employés renferment, outre l'azote, les principes minéraux qui entrent dans la constitution des plantes, il suffit, pour qu'une terre soit fertile, qu'elle soit préparée de manière à ce que les engrais qu'on y répand produisent leur maximum d'effet.

C'est donc principalement en vue des amendements que l'analyse des terres peut être faite avec utilité.

Le milieu où croissent les plantes est dû aux altérations qu'éprouve la croûte superficielle du sol sous l'influence des agents atmosphériques. Il peut être aussi formé en partie par la poussière soulevée par les vents et fixée par l'effet des pluies.

Les bases constitutives de ce milieu sont celles qui dominent à la surface du globe, c'est-à-dire l'argile, le sable siliceux et le carbonate de chaux.

Ces trois éléments se rencontrent en quantités variables dans les terrains dont le degré de fertilité résulte en partie de leurs proportions relatives. Je dis en partie, car l'épaisseur du sol arable, sa couleur, son exposition, la nature du sous-sol ont aussi leur importance.

Il serait donc extrêmement utile pour la pratique agricole de représenter sur une carte topographique détaillée les principales circonstances qui influent sur la culture, et notamment la composition de la terre végétale réduite à ses trois éléments dominants.

C'est ce que j'ai essayé de faire pour une petite surface du département de Seine-et-Marne comprise dans l'arrondissement de Meaux. J'ai parcouru, la carte géologique de M. de Sénarmont à la main, les communes de Meaux, Poincy, Fublaines, Boutigny, Nanteuil et Mareuil, où j'ai recueilli des échantillons des terres végétales qui me paraissaient le mieux caractérisées et couvrir les plus grandes étendues. Chaque observation a reçu un numéro d'ordre, afin qu'on pût facilement reconnaître à l'inspection de la carte le point précis auquel chacune d'elles se rapporte (voir la carte ci-jointe (Pl. VIII, *fig.* 7.).

Les compartiments géologiques qui figurent sur cette

carte sont par ordre d'ancienneté : 1° le calcaire grossier; 2° les sables moyens; 3° les marnes du terrain gypseux; 4° les marnes vertes; 5° le terrain à meulières de la Brie; 6° les alluvions anciennes représentées dans les parties les plus basses par le terrain de transport de la vallée de la Marne, dans les parties un peu plus élevées par le terrain rougeâtre à cailloux, puis par des sables analogues à ceux de la Campine et enfin par le limon des plateaux.

Avant d'entrer dans le détail de mes analyses et d'exposer les résultats obtenus, je rendrai compte en peu de mots des faits observés dans mes excursions.

N° 1. Carrière située près de l'usine à gaz de Meaux, où l'on extrait du gravier pour l'entretien des routes. Le sous-sol consiste en fragments de silex, de grès, de calcaire, plus ou moins gros, mêlés de sable. Il est recouvert par une terre végetale noirâtre, sablonneuse et mêlée de cailloux de 0m,30 d'épaisseur moyenne. Cette terre, que l'abondance du sable rend trop perméable et trop sèche, est ensemencée en avoine. Les grès et sables moyens se trouvent à 3 mètres de profondeur environ.

N° 2. Carrière ouverte au milieu des sables moyens remaniés. Le sous-sol renferme beaucoup plus de sable que dans la carrière précédente, parce qu'on se rapproche de l'affleurement. Le terrain environnant est cultivé en légumes.

En suivant la route de Wareddes, on s'élève, à partir du canal de l'Ourcq, sur les sables moyens qui sont jaunâtres et à grains fins; puis, à 150 mètres du pont, paraît une couche argilo-sableuse avec veines de grès friable et veinules de glaise qui forme le passage des sables moyens aux marnes gypseuses. L'affleurement de cette couche, dont la largeur n'est que de 40 mètres

environ, est trop peu étendu pour produire un effet particulier sur la végétation qui, à la faveur du calcaire et de l'argile des marnes, prend un nouvel aspect et devient plus luxuriante. Ce sont ici des terres à blé, tandis qu'à un niveau un peu plus bas ce sont des terres à seigle.

N° 3. On remarque dans la tranchée du chemin les marnes blanches inférieures à du sable argileux supportant un banc de glaise brune. Le sable et la glaise se confondent par leur teinte brune avec la terre végétale, dont l'épaisseur varie de $0^m,50$ à 1 mètre, et dans laquelle sont mélangés de petits fragments marneux.

A gauche de la route, le sol est assez incliné et presque entièrement calcaire par suite de l'absence de terre arable. On y voit beaucoup de seigle.

N° 4. Sol glaiseux très-compacte sur le plateau.

N° 5. Terrain à meulières ou fragments de meulières dans une argile jaune glaiseuse qui recouvre des marnes grises ou blanches sur une épaisseur de 2 mètres environ.

N° 6. Partie supérieure du plateau. Même terrain que le précédent. Les talus de la tranchée ont 3 mètres de hauteur dans l'argile glaiseuse jaunâtre. Le blé est la culture dominante. Le sol présente le même aspect sur tout le versant qui se prolonge au nord jusqu'au bas de la côte.

N° 7. Terrain très-sableux (sables moyens). Plus bas, le sable se mélange d'argile, de fragments de silex et de petits galets calcaires.

N° 8. Sol sableux (sable de Campine). Terres uniquement ensemencées en seigle.

N° 9. Carrière de marne dans laquelle on remarque des veines blanches calcaires et d'autres gris verdâtre plus argileuses. La marne est recouverte par un dépôt

variable de sable et de glaise avec cailloux quartzeux. La couche végétale a $0^{m},30$ d'épaisseur. On y cultive du blé.

N° 10. Carrière de gravier dans un terrain semblable à celui du n° 1. Ce terrain, de couleur blanchâtre, a 3 mètres de puissance; il repose sur les sables moyens et présente des anfractuosités remplies d'argile rougeâtre avec cailloux. La roche de transport passe à un poudingue à pâte calcaire et à noyaux siliceux.

N° 11. Calcaire grossier.

N° 12. Près du pont en descendant, même terrain de transport qu'au n° 10.

N° 13. Terrain ondulé planté en bois où affleure la même roche.

N° 14. Grande carrière près du chemin de fer présentant des bancs continus de poudingues ou de conglomérats à noyaux siliceux et calcaires. Terres à seigle ou à bois. De 12 à 14, on marche sur le sable campinien, excepté sur les mamelons calcaires qui sont plantés de bois.

N° 15. Terres sableuses à seigle. Sable jaunâtre un peu argileux avec quelques cailloux quartzeux. La route traverse ce terrain en tranchée sur 2 mètres à $2^{m},50$ de hauteur.

N° 16. *Idem.* Le sable paraît seulement un peu plus argileux.

En sortant de Meaux par la route de Quincy, on gravit une côte boisée assez rapide au pied de laquelle affleurent les sables moyens. A une certaine hauteur en face du moulin à vent, des marnes grasses verdâtres recouvertes par 1 mètre de terre rouge avec cailloux se montrent dans la tranchée du chemin. Puis au sommet de la rampe, ce sont des terres à blé qui reposent sur une alluvion caillouteuse. Le sol est jonché de cail-

loux, surtout à l'ouest de la route où se trouve le point culminant du plateau; mais à l'est, le sol est meilleur parce qu'il y a moins de cailloux, et, en effet, on remarque que de ce côté le blé est plus beau et plus serré.

N° 17. Terre végétale de $0^m,50$ d'épaisseur reposant sur le terrain à cailloux.

N° 18. Carrière de gravier. On voit au fond de l'excavation 2 mètres de cailloux et sables mélangés d'argile rougeâtre, puis $0^m,80$ de sable argileux de couleur grise, puis $0^m,30$ d'argile jaune et $0^m,30$ de terre végétale. Le terrain est un peu plus élevé qu'au point 17, et les cailloux que nous avons observés à la surface du sol à un niveau plus bas se trouvent recouverts ici par une certaine épaisseur de limon. Ces cailloux sont d'ailleurs presque tous des fragments de meulières. La faible couche d'argile sableuse supérieure au sable suffit pour retenir l'humidité nécessaire au développement des plantes, tout en laissant filtrer les eaux surabondantes qui pourraient entraver la végétation. Aussi les terres sont-elles ici réputées très-bonnes.

N° 19. L'alluvion disparaît et la marne se montre sous 1 mètre de terre végétale glaiseuse, laquelle provient sans doute des affleurements de glaise verte qui existent à un niveau plus élevé vers le sud-ouest.

N° 20. A 200 mètres avant d'arriver aux premières maisons de Nanteuil, la marne est encore recouverte par $1^m,50$ de glaise avec quelques petits cailloux; mais à l'entrée du village, elle s'enfonce, et on ne remarque dans les fossés que du sable argileux grisâtre semblable à celui de la carrière n° 18, sous une certaine épaisseur d'argile. Le limon a ici 3 mètres au moins de puissance.

En montant vers le château, on ne tarde pas à re-

trouver la marne à 1 mètre de profondeur sous une terre glaiseuse.

N° 21. Le terrain à meulières repose sur la glaise verte. Tout ce plateau paraît très-glaiseux, très-humide. On y voit des vignes, des prairies artificielles et du blé.

N° 22. Même terre qu'au n° 21 ayant la glaise verte pour sous-sol. Ce versant est presque entièrement couvert de prairies.

N° 23. $0^m,50$ de terre végétale superposée à l'argile jaune du limon dont l'épaisseur visible est d'au moins 3 mètres. Terre à blé.

N° 24. On descend au chemin de Quincy à Nanteuil sur un terrain très-humide qui annonce la proximité de la marne. En effet, celle-ci affleure près du chemin, où l'on voit aussi des meulières dans une glaise gris jaunâtre. Je suppose que ces meulières ont été détachées du plateau supérieur à l'époque du limon.

N° 25. Marne sous $1^m,50$ environ de limon plus ou moins glaiseux avec fragments de meulières de diverses grosseurs.

On voit la marne jusque dans le fond du ruisseau.

N° 26. $0^m,50$ de terre végétale sur le limon dont l'épaisseur ne peut être déterminée. Le sol est couvert de prairies; mais il paraît propre aussi à la culture du blé.

N° 27. La marne se rapproche de la surface du sol. Terrain à prairies et à bois.

Près de la bifurcation des deux chemins est ouverte une carrière de meulières. La roche se trouve en fragments dans une argile grise et jaunâtre.

De ce point à Boutigny, le sol est couvert de prairies.

En suivant le chemin qui conduit à Fublaines, on descend vers le ruisseau de Brinché par une pente

douce, toujours sur des prairies naturelles, puis on monte sur une rampe très-roide. Au bas de cette rampe, on remarque des éboulements de marne avec de gros blocs de meulières, et plus haut on découvre successivement la marne blanche, puis les glaises vertes. Tout ce versant est planté de vignes dont la culture est justifiée par la forte pente du sol et par son exposition au midi.

N° 28. Limon sur la hauteur. Bonnes terres à blé.

En descendant à Fublaines, on rencontre la meulière dans de l'argile glaiseuse, puis la glaise verte, et on voit des prairies sur ces deux terrains. Si l'on descend toujours, on observe tantôt des meulières dans de l'argile, tantôt du limon. Enfin on trouve la glaise qui affleure sur une pente assez rapide et qui porte des prairies naturelles et des bois. Ce versant est toutefois beaucoup moins incliné que celui du sud.

N° 29. $0^m,40$ de terre végétale sur une argile glaiseuse avec meulières qui paraît provenir de l'affleurement supérieur.

N° 30. Terres à blé sur un terrain plat, presque au niveau de la rivière. Sur la rive droite de la marne, au contraire, le sol est notablement plus élevé et surtout plus sableux que sur la rive gauche. Aussi n'y cultive-t-on que du seigle.

N° 31. Terre blanchâtre compacte et calcaire plantée en vignes. On voit aux alentours des champs de blé et des prairies artificielles.

Toute la côte comprise entre les points 29, 30 et 31 est constituée par un terrain glaiseux avec meulières semblable à celui du n° 29, et son inclinaison, ainsi que son inégalité, restreignent la culture à celle des bois, des prairies et des vignes.

N° 32. Les sables et grès moyens commencent à se

montrer au sud du chemin sous les marnes gypseuses. Néanmoins, le fond de la vallée porte des prairies et des bois dont la végétation est favorisée par les alluvions du petit ruisseau de Brinché.

N° 33. Sablière. Les sables sont recouverts par 2 mètres de marne et par 1^m,50 de limon. Ces mêmes sables continuent d'affleurer au bas de la côte jusqu'à Meaux.

N° 34. Terre contiguë à la rive gauche de la Marne et sujette aux inondations. Elle porte un blé magnifique. Sa fertilité s'explique non-seulement par les matières organiques qu'elle peut recevoir des eaux de la rivière, mais encore par le mélange des éléments sableux, calcaire et argileux provenant des affleurements des roches qui la dominent à l'ouest.

Je me suis inspiré pour mes analyses de terres des mémoires publiés par M. Rivot (*Annales des mines*, 5e série, t. VI, p. 235) et par M. Berthier (*Annales de physique et de chimie*). Seulement j'ai cherché à simplifier autant que possible les méthodes indiquées par ces deux chimistes, en me bornant aux recherches strictement nécessaires pour déterminer, avec une approximation suffisante, la composition des terres considérées sous le rapport de leurs qualités physiques. Ces analyses devront ainsi aboutir à un résultat utile; car on pourra les multiplier en quelque sorte à l'infini. Ainsi je n'ai pas cru devoir m'occuper des sels solubles ni des matières organiques que les terres peuvent renfermer. Au point de vue où je me suis placé, il était inutile d'en déterminer la proportion, puisque ces principes se trouvent naturellement apportés par les engrais.

Un point important sur lequel il convient d'insister, c'est la détermination de la *faculté hygrométrique* des terres, c'est-à-dire de la propriété qu'elles possèdent

d'absorber plus ou moins d'eau. En effet, les terrains exclusivement sableux ne sont infertiles que parce qu'ils sont impuissants à retenir les matières solubles des engrais, ainsi que l'eau qui favorise leur assimilation, et parce que leur extrême mobilité ne permet pas aux racines de s'y fixer d'une manière durable. Aussi dès que les sables se mélangent d'argile, quelque minime d'ailleurs que soit la quantité de cette dernière, le sol acquiert immédiatement de la valeur.

L'argile pure est, au contraire, trop compacte et par suite imperméable à l'air et à l'eau, qui sont deux éléments indispensables à la végétation.

L'argile et le sable doivent donc se trouver réunis dans de certaines proportions pour constituer une bonne terre.

Quelques personnes admettent que les meilleures terres contiennent parties égales de sable, d'argile et de calcaire. Mais on ne peut cependant pas dire qu'il n'y ait pas de bons terrains en dehors de cette condition; car il est clair qu'une terre un peu trop sableuse, si on la considère isolément, peut être bonne si elle recouvre un sous-sol peu perméable, comme une terre dans laquelle domine l'argile peut être excellente si elle repose sur une roche perméable qui la débarrasse des eaux en excès. Une bonne terre n'est donc pas susceptible d'une définition rigoureuse et absolue d'après sa composition seule qui peut varier sans inconvénients dans certaines limites, pourvu que les qualités physiques qui caractérisent les bons terrains ressortent de sa nature combinée à son épaisseur et aux propriétés du sous-sol.

Un autre point sur lequel il est nécessaire de fixer l'attention, c'est le *degré de finesse* des particules qui entrent dans la terre végétale; car on sait que la fa-

culté d'absorber et de retenir l'eau augmente avec la ténuité de ces particules.

Le rôle du carbonate de chaux paraît être différent de celui des deux autres éléments qui agissent principalement par leurs propriétés physiques. En effet, non-seulement la chaux est nécessaire aux végétaux; mais le calcaire facilite l'assimilation de l'azote en fournissant du carbonate d'ammoniaque par la décomposition des sels ammoniacaux des engrais et, de plus, il donne lieu à des sels de chaux tels que le phosphate qui résultent de cette décomposition même et qui sont si essentiels aux plantes.

Les terrains purement calcaires sont d'ailleurs généralement secs et froids, parce que les eaux filtrent trop facilement à travers leurs fissures et que leur couleur ordinairement blanche s'oppose à ce qu'ils absorbent assez de chaleur.

J'ai cru devoir rappeler ces principes qui servent de base aux conclusions qu'on peut tirer de mes analyses.

Les terres sur lesquelles j'ai expérimenté portent les nos 1, 3, 6, 9, 15, 18, 22, 23, 26, 28, 29, 31 et 34.

1° *Faculté hygrométrique.* J'ai opéré sur 100 grammes de terre que j'ai mis dans un entonnoir en verre taré et bouché par un petit tampon d'amiante. Puis j'y ai versé de l'eau jusqu'à ce que la terre fût entièrement imbibée, et je l'ai placé sur un ballon pour laisser égoutter. J'ai pesé une heure après, lorsque la filtration était terminée, en portant simplement l'entonnoir sur le plateau d'une balance à bascule. J'ai obtenu ainsi la quantité d'eau absorbée, et en pesant ensuite chaque jour à des intervalles réguliers, j'ai pu me rendre compte de la perte que subissait chaque terre par l'effet de l'évaporation.

2° *Eau hygrométrique.* J'ai desséché à 100 degrés, sur le bain de sable, 50 grammes de terre dans une capsule de porcelaine tarée. Les échantillons ayant été recueillis dans les premiers jours de juin et ayant séjourné pendant un certain temps dans mon bureau, avaient perdu la plus grande partie de l'eau dont ils étaient imprégnés.

3° *Lévigation.* J'ai pesé 200 grammes de terre dans une capsule à bec tarée de moyenne dimension et assez profonde relativement à son diamètre. Je l'ai remplie d'eau, et après avoir bien remué, à l'aide d'un agitateur en verre, pour mettre toutes les matières fines en suspension, j'ai décanté dans une capsule plus grande.

En répétant la même opération jusqu'à ce que l'eau de lavage ne se trouble plus par l'agitation, j'ai obtenu, d'un côté, des cailloux et des sables de diverses grosseurs, de l'autre les matières les plus fines. Ces dernières renferment non-seulement la totalité de l'argile, mais aussi du sable extrêmement fin qu'il est facile de reconnaître à la loupe. Les débris organiques se répartissent entre les matières fines et les sables. Il y en a qui passent à la lévigation et d'autres qu'il est impossible de séparer des sables et cailloux. J'ai négligé de les doser, parce que leur détermination n'offrait pas d'intérêt pour la question que je m'étais posée. Leur proportion n'est d'ailleurs habituellement que de 1 à 2 p. 100 au plus du poids de la terre.

En pesant les parties grossières d'un côté, et les parties fines de l'autre, préalablement desséchées à 100 degrés, j'ai trouvé, en les additionnant et en tenant compte de l'eau hygrométrique, un poids égal, à très-peu de chose près, à celui sur lequel j'avais opéré. Les substances solubles dans l'eau existent donc en

très-petite proportion dans les terres, et j'ai pu en faire abstraction sans erreur sensible. Si l'on fait la lévigation avec de l'eau distillée, on reconnaît d'ailleurs que cette eau donne des réactions semblables à celle qui a servi au traitement des engrais bruts, mais à un degré moins prononcé.

Ainsi, quand le lavage de la terre est terminé, on peut se contenter de peser les sables après dessiccation et doser les matières fines par différence. Cela n'empêche pas de recueillir ces dernières et de les dessécher également, afin d'y rechercher le carbonate de chaux ainsi que le sable très-fin qui s'y trouve mêlé.

Il y a un cas, du reste, où la lévigation paraît inutile, c'est celui où la terre est parfaitement homogène et uniquement composée de particules très-fines. On peut se borner alors à la dessécher et à déterminer les quantités d'argile et de calcaire qu'elle renferme, le sable fin étant donné par différence. J'ai suivi cette marche pour les nos 28 et 34.

4° *Dosage du carbonate de chaux.* Le carbonate de chaux existe dans les parties grossières comme dans les parties fines. Pour en déterminer la quantité, j'ai pris 5 grammes de matière que j'ai attaqués par l'acide acétique étendu, en prenant soin de réduire préalablement en poudre les sables et cailloux. J'ai étendu d'eau, décanté, puis recueilli le résidu sur un filtre, et après l'avoir lavé jusqu'à ce que l'eau de lavage ne renferme plus de chaux, je l'ai desséché à 100 degrés et pesé. La différence m'a donné la quantité de carbonate de chaux.

5° *Dosage de l'eau combinée à l'argile.* Le même résidu a été divisé en deux parties. On a calciné l'une d'elles au rouge dans un creuset de platine, et la perte a été considérée comme se rapportant à l'eau de com-

binaison, bien qu'elle comprenne aussi un peu de matière organique. La proportion d'argile obtenue, comme il sera dit plus bas, a été augmentée de cette quantité d'eau.

6° *Dosage de l'argile.* L'autre partie a été consacrée à la détermination de l'argile qui se fait simplement et promptement par la méthode de M. Berthier. On attaque 2 grammes par la potasse pure dans un creuset d'argent chauffé au rouge. On traite ensuite par l'eau et l'acide muriatique, on évapore à sec et on reprend par le même acide. La liqueur est filtrée pour séparer la silice, et on y recherche l'alumine en la séparant du fer par la potasse. Il suffit alors de tripler le poids de l'alumine pour avoir la quantité d'argile. Connaissant l'argile et le fer, j'ai obtenu par différence les sables mêlés aux matières fines.

7° *Pesanteur des terres.* Enfin, j'ai jugé utile de constater le poids des terres pour qu'on pût appliquer les résultats des analyses à une étendue de terrain donnée, l'épaisseur de la couche végétale étant connue. Pour cela, j'ai jaugé exactement un flacon que j'ai rempli successivement de chaque échantillon en ayant soin que tous fussent également tassés, puis j'ai porté à la balance. Ces échantillons étant alors dans un état de dessiccation complet, j'en ai déduit le poids du mètre cube de chaque terre supposée sèche.

On voit, d'après ce qui précède, qu'un demi-kilogramme de terre suffit pour tous les détails de l'analyse.

Les résultats que j'ai obtenus sont consignés dans les tableaux suivants :

Numéros d'ordre.	EAU.	PARTIES GROSSIÈRES. Cailloux et sables.	PARTIES GROSSIÈRES. Carbonate de chaux.	PARTIES FINES. Sables fins.	PARTIES FINES. Argile et sables très-fins.	PARTIES FINES. Carbonate de chaux.	Observations.
1	1,6	72,9	8,1	»	13,9	3,5	(a)
3	3,0	36,83	22,57	»	22,71	14,89	(b)
6	5,2	38,53	3,17	»	53,57	0,53	(c)
9	4,8	56,54	3,61	»	32,67	2,38	(d)
15	1,6	77,33	5,82	»	12,63	2,62	(e)
18	2,9	»	»	45,25	51,85	»	(f)
22	3,5	»	»	70,8	25,7	Traces.	(g)
23	4,3	»	»	62,15	33,55	»	(h)
26	5,45	»	»	63,2	31,35	»	(i)
28	4,4	»	»	Mémoire.	95,60	»	(j)
29	4,35	60,62	7,18	»	19,75	8,1	(k)
31	5,9	17,99	11,21	»	42,19	22,71	(l)
34	3,4	»	»	Mémoire.	59,1	37,5	(m)

(a) Terre brune sableuse mêlée de cailloux plus ou moins volumineux.
(b) Terre grise mêlée de fragments calcaires.
(c) Terre jaunâtre avec quelques cailloux siliceux.
(d) Terre brune compacte sablo-argileuse avec fragments siliceux.
(e) Terre sableuse gris jaunâtre.
(f) Terre argileuse jaunâtre propre à faire des briques.
(g) Terre argileuse compacte grise.
(h) Terre argileuse jaunâtre à pâte fine.
(i) Terre argileuse jaunâtre semblable à celle n° 18.
(j) Terre argilo-sableuse à pâte fine et compacte.
(k) Terre argileuse gris jaunâtre mêlée de cailloux quartzeux.
(l) Terre argileuse et calcaire compacte, d'un gris blanchâtre.
(m) Terre gris jaunâtre homogène et à pâte fine.

Ce premier tableau donne la composition des terres telle qu'elle résulte de la lévigation et de l'attaque des parties grossières et des parties fines par l'acide acétique.

En faisant abstraction de l'eau hygrométrique et en isolant l'argile des sables, comme nous l'avons indiqué, les résultats peuvent être présentés sous la forme suivante :

NUMÉROS d'ordre.	CAILLOUX et sables.	SABLES fins.	ARGILE ET OXYDE de fer.	CARBONATE de chaux.	POIDS DU MÈTRE CUBE de terre sèche.
1	81,01	»	7,19	11,80	1.176 kil.
3	46,89	»	14,45	38,66	922
6	69,79	»	26,35	3,86	975
9	72,63	»	21,05	6,32	1.011
15	84,78	»	6,63	8,59	1.070
18	»	79,05	20,95	»	1.028
22	»	77,65	22,35	Traces.	919
23	»	74,56	25,44	»	985
26	»	79,91	20,09	»	978
28	»	65,49	34,51	»	1.008
29	71,78	»	12,43	15,79	1.013
31	35,30	»	28,76	35,94	1.044
34	»	40,28	20,84	38,88	985

Ce deuxième tableau fait connaître la composition des terres supposées parfaitement sèches, ainsi que le poids du mètre cube de chacune d'elles.

Faculté hygrométrique.

Numéros d'ordre.	QUANTITÉ d'eau absorbée par 100 de terre. — 4 août.	EXCÈS DE POIDS CONSTATÉS CHAQUE JOUR. 5 août.	6 août.	7 août.	8 août.	9 août.	10 août.	11 août.	12 août.	13 août.	14 août.	15 août.	16 août.	17 août.	18 août.	19 août.	20 août.	21 août.	22 août.	Observations.
1	33,0	28,0	22,0	16,0	11,0	6,0	2,7	1,7	1,2	0,8	0,6	0,4	0,2	»	»	»	»	»	»	(a)
3	42,0	35,7	29,4	23,1	16,1	10,1	4,1	2,8	1,8	1,05	0,45	0,1	—0,2	—0,5	—0,85	»	»	»	»	(b)
6	41,7	37,9	31,5	25,05	18,0	11,0	4,0	2,75	1,75	0,95	0,30	—0,1	—0,4	—0,75	—1,05	—1,15	»	»	»	(c)
9	47,9	41,1	34,7	27,25	19,0	11,5	4,3	3,15	2,15	1,45	0,65	0,25	—0,1	—0,6	—1,1	—1,3	»	»	»	(d)
15	36,4	30,5	24,5	18,5	12,0	6,4	2,8	1,75	1,1	0,55	0,00	—0,2	—0,4	—0,6	—0,8	»	»	»	»	(e)
18	41,4	35,1	29,0	22,9	15,6	9,3	3,8	2,2	0,8	0,25	—0,5	—0,8	—1,0	—1,3	—1,7	—1,8	»	»	»	(f)
22	54,8	45,8	38,3	30,8	22,7	15,6	11,9	8,5	6,8	4,8	3,2	2,3	1,7	0,8	—0,15	—0,95	»	»	»	(g)
23	46,6	40,7	34,0	27,3	20,1	13,6	7,9	5,85	4,35	3,1	2,1	1,45	0,85	0,2	—0,6	—1,15	—1,35	—1,45	—1,7	(h)
26	51,2	45,4	37,0	29,0	21,0	15,5	10,2	5,7	2,7	0,9	—0,65	—1,7	—2,6	—3,5	—4,4	—5,00	—5,45	»	»	(i)
28	50,9	44,0	36,0	28,0	21,0	15,6	10,7	5,7	2,5	0,05	—1,5	—2,3	—3,05	—3,75	—4,15	—4,2	—4,3	—4,4	»	(j)
39	41,7	37,9	31,4	24,0	15,7	8,2	1,0	—0,6	—1,6	—2,4	—3,1	—3,5	—3,8	—4,1	—4,35	»	»	»	»	(k)
31	55,4	48,5	41,0	34,0	26,2	19,3	12,1	8,0	5,1	3,1	1,4	0,2	—0,55	—1,6	—2,3	—2,8	»	»	»	(l)
34	49,7	43,5	36,9	30,7	23,8	17,7	11,3	6,8	4,0	2,4	1,1	0,26	—0,5	—1,05	—1,8	—2,0	»	»	»	(m)

(a) A commencé à se gercer faiblement le 8 août. Le 10, les gerçures étaient très-peu apparentes.
(b) *Idem*, s'est faiblement gercé.
(c) Les gerçures ont commencé à se former le 6 août et ont augmenté jusqu'au 10. Elles étaient alors très-prononcées.
(d) Même observation que pour le n° j. Gerçures plus apparentes.
(e) Même observation que pour le n° 1.
(f) Même observation que pour le n° 6.
(g) Même observation que pour le n° 6. L'eau a filtré lentement.
(h) Même observation que pour le n° 6. L'eau a filtré lentement.
(i) *Idem*. *Idem*.
(j) *Idem*. *Idem*.
(k) *Idem*. *Idem*.
(l) *Idem*. *Idem*. Gerçures très-larges et très-profondes.
(m) Même observation que pour le n° 6. L'eau a filtré lentement. Gerçures plus prononcées.

On trouve dans les colonnes ci-dessus toutes les indications relatives à la propriété que possèdent les terres d'absorber l'eau, de la retenir plus ou moins fortement et de se gercer plus ou moins par la dessiccation.

Pour obtenir des résultats comparables entre eux, il est nécessaire d'opérer sur des terres qui se trouvent dans les mêmes conditions de sécheresse; car elles absorbent des quantités d'eau variables suivant leur degré d'hydratation. Ainsi des échantillons bruts m'ont donné un certain excès de poids qui s'est accru beaucoup (jusque dans la proportion de 1/6 en plus), lorsqu'après leur dessiccation complète je les ai mouillés de nouveau. Cette circonstance rendrait jusqu'à un certain point compte de la vigueur que prend la végétation quand une pluie bienfaisante succède à une sécheresse prolongée.

Il doit y avoir une relation entre la faculté hygrométrique des terres et les dispositions à adopter pour les assécher; car il convient de faciliter d'autant plus l'écoulement de l'eau qui tombe à la surface du sol, que la terre est susceptible d'en absorber une plus grande quantité et de la retenir plus fortement. L'étude du drainage, faite au point de vue de la faculté hygrométrique des terres, pourrait donc conduire à une loi qui permettrait de déterminer pour chaque cas particulier les conditions les meilleures dans lesquelles le drainage devrait s'effectuer. Ainsi, en recherchant la faculté hygrométrique d'un certain nombre de terrains où le drainage aurait été pratiqué en grand avec le plus d'économie et le plus d'avantage, on pourrait traduire géométriquement les données résultant des expériences faites et arriver ainsi à une formule d'interpolation qui indiquerait la règle à suivre dans tout

autre cas pour la profondeur et l'écartement des tuyaux.

Les analyses qui précèdent conduisent aux conséquences suivantes :

1° Les meilleures terres paraissent être celles dont les éléments sont dans le plus grand état de ténuité.

2° Les terres argileuses ont absorbé plus d'eau et se sont desséchées moins promptement que les terres sableuses; elles ont aussi laissé filtrer l'eau plus lentement.

3° La dessiccation produit dans les terres des gerçures qui facilitent l'accès de l'air et de l'eau. Ces gerçures sont très-faibles quand le sable domine. Elles deviennent, au contraire, plus prononcées et plus nombreuses au fur et à mesure que la proportion de sable diminue et que les particules constituantes du terrain ont un plus grand degré de finesse. Le sable corrige d'ailleurs les défauts de l'argile en la rendant moins compacte et en facilitant sa division en une infinité de petites mottes pendant les sécheresses.

4° Le poids des terres est d'autant plus grand que la quantité des cailloux et sables est elle-même plus considérable. Quant aux terres argileuses à pâte fine, leur poids paraît être en raison inverse de la quantité de sable fin qu'elles renferment.

5° La terre n° 34 est la meilleure de toutes celles que nous avons examinées. Les éléments, sable, argile et carbonate de chaux, s'y trouvent tous réunis en proportion notable. Aussi peut-on dire que cette terre n'est guère susceptible d'être amendée.

6° Celle n° 31 est trop calcaire. L'abondance de l'argile et du carbonate de chaux, relativement au sable, rend le sol trop blanc et trop compacte. On ne pourrait l'améliorer qu'en y ajoutant du sable qu'on se

procurerait facilement au bas de la côte à la carrière n° 32 (voir le plan). La proportion convenable serait de 5 à 10 p. 100. En admettant 5, l'épaisseur de la terre végétale étant de $0^m,30$, il est facile de calculer la quantité de cet amendement qui serait de 1.566 kilogrammes ou 1 mètre cube environ par are.

7° Les terres n°s 18, 22, 23, 26 et 28, qui se trouvent toutes sur la rive gauche de la Marne, manquant complétement de chaux, il conviendrait de les marner. On déterminerait la quantité de marne à y répandre par un calcul analogue au précédent, après avoir préalablement recherché la composition des marnes dont on pourrait disposer.

8° Les terres n°s 1 et 15 sont beaucoup trop sableuses. Il serait nécessaire aussi de les marner.

9° Il en est de même des n°s 6 et 9, qui renferment trop de sable et pas assez de chaux.

10° La terre n° 29 serait aussi susceptible d'être améliorée par le marnage; mais la quantité de marne à y ajouter serait moindre que dans les terres précédentes.

11° Enfin on modifierait utilement la composition de la terre n° 3 en y ajoutant de l'argile dont elle manque. On trouverait cet amendement à un niveau plus élevé, sur le plateau où nous avons signalé des terrains glaiseux.

———

NOTICE

SUR UN

NOUVEAU MARTEAU-PILON A VAPEUR CONSTRUIT PAR M. TURCK, DIRECTEUR DES ATELIERS DU CHEMIN DE FER, A CHARTRES.

Par M. LESEURE, ingénieur des mines.

Le marteau-pilon à vapeur rend aujourd'hui de très-grands services dans l'industrie, spécialement pour le forgeage des grosses pièces de fer. Dans les ateliers de construction où les moyennes et les petites pièces sont les plus nombreuses, on est obligé de s'en interdire l'usage, parce qu'il serait trop onéreux. Le pilon ne donne à la minute qu'un nombre de coups trop limité, et il faut, pour obtenir un effet donné, dépenser une quantité de vapeur et de combustible très-considérable. La vapeur agit à simple effet et sans détente ; il y a une condensation abondante qui résulte du refroidissement du cylindre à chaque expulsion ; enfin une forte proportion de vapeur est employée à remplir inutilement l'espace libre qui existe entre le piston et le fond du cylindre, espace dont la hauteur est au moins égale à celle de la pièce forgée. **Ancien système.**

M. Turck s'est proposé de construire un marteau-pilon à vapeur exempt de ces inconvénients et susceptible d'une application plus étendue. Admettant que l'intensité du choc est proportionnelle au produit du poids par le quarré de la vitesse, il substitue aux fortes masses des anciens pilons une masse moindre à laquelle il donne une plus grande vitesse. Absolument **Nouvelle disposition.**

parlant, le travail du fer n'est pas le même dans les deux cas; mais il est bien vrai qu'entre de certaines limites (que nous ne connaissons pas) cette différence d'action est négligeable, et qu'il n'y a pas lieu d'en tenir compte dans le forgeage.

Pour arriver à son but, M. Turck a imaginé une série de dispositions très-ingénieuses qui méritent à tous égards de fixer l'attention. La gravitation ne joue plus qu'un rôle secondaire dans le mouvement du pilon, et la vitesse est due essentiellement à l'action de la vapeur sur le dessus du piston. Bref, si ce n'est pas le premier exemple de l'emploi d'un pilon à faible masse et à grande vitesse, nous avouons ne pas connaître une solution plus heureuse et plus pratique de cette question. On en jugera par l'examen succinct qui va suivre.

Description de l'appareil.

Le cylindre à vapeur B (*fig.* 8 et 9, Pl. IX) est boulonné sur le bâti A en fonte, dont le dessin indique la forme et qui est venu d'une seule pièce à la fonte.

La chabote F en fonte est indépendante du bâti. Elle est posée sur un simple rang de pièces de bois qu'on regarnit de terre en dessous, au fur et à mesure que les chocs dépriment le sol. Elle reçoit l'enclume G en acier qu'on assujettit avec des coins.

A la partie inférieure du pilon est rapportée une panne aciéreuse H, qui n'étant soutenue que par une clavette en fer, peut se mettre et se retirer à volonté.

Le piston *p*, à garnitures métalliques, est surmonté de deux contre-écrous, qui en assurent l'invariabilité de position. La grosse tige C est venue à la forge d'une seule pièce avec le pilon, afin de prévenir les ruptures et les dérangements des emmanchements qui sont très-fréquents dans les pilons ordinaires. La grandeur du diamètre de cette tige est une garantie de solidité, et

on verra qu'elle joue d'ailleurs un rôle essentiel dans la marche du pilon.

Les pièces en fer *g*, *g* sont les guides du pilon et peuvent être rapprochées ou remplacées facilement au fur et à mesure qu'elles s'usent. Les plaques en fonte *r*, *r* maintiennent le pilon entre ses guides.

Le couvercle D du cylindre contient un tampon E de rondelles en caoutchouc destiné à agir *exceptionnellement* dans le cas où un dérangement de distribution permettrait au piston de venir choquer le fond supérieur.

La plaque *m*, siége auxiliaire du tiroir *t*, a pour objet de supporter la pression de la vapeur et de donner plus de facilité au mouvement du tiroir qui se trouve dégagé d'un excès de pression latérale et se conserve plus longtemps.

La vapeur arrive de la chaudière par le conduit *a* et s'échappe à l'atmosphère par le conduit *s*. Les canaux *c'* et *c* amènent la vapeur au-dessus et au-dessous du piston.

L'ingénieur applique, selon les cas, l'un des deux systèmes qui suivent pour faire marcher le tiroir :

1° Une courroie en cuir *z* (*fig.* 12) est fixée à articulation sur le pilon au point *b* et s'enroule sur le plateau *p'*, qu'elle met en mouvement pendant le va-et-vient du pilon. Ce plateau est assez lourd et continue à tourner lorsque le pilon s'arrête, en vertu de la force vive acquise. La courroie *z* a un excès de longueur qui permet cette rotation. La came *q* faisant corps avec le plateau imprime donc toujours l'impulsion voulue au levier *n*, et de là au tiroir par l'intermédiaire de la tringle *l*. La courbe de cette came est déterminée de façon que la vapeur se comprime à la fin de l'ascension et que la détente se produise avant la fin de la descente.

2° Le second mode a l'avantage de se prêter à des variations indéfinies dans la course du pilon et n'est pas plus compliqué. Un bouton *b* (*fig.* 9, 10 et 11), fixé au pilon, porte une came *d* emmanchée librement, dont le centre de gravité tombe en dehors de l'axe du bouton. Cette came vient presser alternativement la règle *e* et la règle *f*. La règle *e* produit la sortie de la vapeur, et la règle *f* l'admission de la vapeur sur le piston. Leurs mouvements sont rendus solidaires par les leviers articulés *h*, *h'*; à leur tour, ils sont reliés par la tige *k*, et la tringle *l* transmet le mouvement au tiroir par l'intermédiaire d'un dernier levier *n*.

Un robinet placé sur la prise de vapeur sert à régler l'énergie des coups. Une rigole placée au fond du cylindre recueille l'eau condensée qui se déverse vers le purgeur *u*, et réduit à peu de chose la proportion qui coule encore le long de la tige C. Quand la tige du tiroir débouche en dessous de la boîte, l'eau dégoutte continuellement. On a replacé la transmission de mouvement en haut pour éviter cet inconvénient, et ce qui se condense peut tomber par le conduit *c* et arriver au purgeur *u*.

Plaçons encore ici quelques remarques qui complètent cette description.

La came *d* ne sert pas seulement, dans le second mode, à transmettre le mouvement du pilon au tiroir de distribution; son centre de gravité tombant en dehors du bouton *b*, elle achève son mouvement en vertu de sa force vive à quelque hauteur que le pilon s'arrête. Le tiroir peut achever son ascension, et le pilon remonte au point de départ ou de repos.

L'espace nuisible ne comprend que le conduit *c'*, et l'espace compris entre le fond du cylindre et la face supérieure du piston au repos; il est considérablement

réduit, et son influence presque annulée par la compression de la vapeur.

La description précédente a montré que la vapeur agit constamment sous le piston, telle qu'elle arrive de la chaudière. Mais en raison du grand diamètre de la tige, elle ne presse qu'une partie de la surface du piston. Au contraire, l'autre face est exposée tout entière à l'action de la vapeur lorsqu'elle afflue par le conduit supérieur *c'*. De cette différence des surfaces résulte une force effective qui se joint au poids pour pousser le piston de haut en bas. Jeu de l'appareil.

Dans la *fig.* 8, le pilon est au haut de sa course. Le tiroir *t* a découvert le passage *c'* d'admission au-dessus du piston, et d'après ce que nous venons d'expliquer, le piston est lancé pour la descente. La came *d* vient agir sur la règle *e* (*fig.* 9 et 10), qui se présente en plan incliné, et par la transmission des deux leviers et de la tringle *l* fait prendre au tiroir la position indiquée par la *fig.* 11. Le conduit *c'* d'admission se trouve fermé. Le piston est à peu près à moitié de sa course. A partir de ce moment, la forme de la règle *e* est parallèle à la direction de la came; elle reste donc immobile et la vapeur agit par expansion.

Lorsque le pilon atteint la pièce à forger, la queue de la came *d*, en vertu de sa force vive, articule sur le bouton *b* et pousse la règle *e* de manière que celle-ci place le tiroir dans la position de la *fig.* 13. La communication du corps de pompe avec le passage de sortie *s* est établie, et la vapeur contenue dans la partie supérieure du cylindre s'échappant à l'atmosphère, la pression permanente sous le piston le soulève et le ramène au point de départ. On comprend combien tout cela doit être rapide et on pourrait presque dire instantané.

Cependant la règle *e* en reculant a fait avancer la règle *f* et l'a mise en contact avec la came. Dès le commencement de l'ascension, la came, pressée par la règle *f*, articule sur le bouton *b* jusqu'à ce qu'elle soit appuyée sur le bouton d'arrêt *b'*. Dès lors la came pressant à son tour la règle *f* la fait reculer, de manière qu'aux deux tiers de la course ascendante le tiroir est replacé dans la position de la *fig.* 11. La vapeur se comprime dans la partie supérieure du cylindre, éteint le mouvement ascensionnel, et se prépare pour une nouvelle admission.

A la fin de la course, le tiroir et les règles sont replacés dans la position de la *fig.* 8.

Il est inutile de développer le mouvement obtenu par le système du plateau et de la courroie en cuir. Il se comprend immédiatement à l'inspection de la figure et d'après ce qui a été dit plus haut.

La gradation à apporter dans l'intensité et la rapidité des coups se réalise avec la plus grande facilité au moyen du robinet qui commande l'arrivée de la vapeur.

Considérations théoriques.

Quelques calculs approximatifs paraissent rendre plus nette la comparaison du marteau à vapeur de M. Turck avec les marteaux à vapeur du système ordinaire (par exemple, de M. Cavé).

Prenons pour exemple le marteau-pilon qui fonctionne dans les ateliers du chemin de fer de Chartres. Il pèse 200 kilogrammes. Le diamètre du cylindre est de $0^m,16$, et le diamètre de la tige de $0^m,10$. Les surfaces respectivement correspondantes en dessus et en dessous du piston sont de 201 et de 78 centimètres quarrés. La surface réellement agissante est donc de 78 centimètres quarrés. Si la vapeur arrive à 2 atmosphères 1/2, la pression ajoutée au poids sera de 201 kilogrammes; total, 401 kilogrammes. Si elle est

à 4, comme le cas se présentera fréquemment dans la pratique, la force effective sera de 522 + 200 = 522 kilogrammes.

Admettons maintenant que la vapeur agit à pleine pression pendant tout le parcours; il sera facile de savoir quel poids il faudrait donner à un pilon tombant sous la seule action de la pesanteur pour obtenir un choc de même intensité.

Dans le dernier cas, la formule PV^2 équivaut à $2Pgh$; et dans le système de M. Turck, à $P', 2\frac{F}{P'}g.h$, ou $2.F.g.h$. C'est-à-dire que ce poids serait le nombre en kilogrammes qui mesure la force sous laquelle le pilon descend.

L'avantage est grand; M. Turck obtient avec un pilon de 200 kilogrammes le même effet qu'avec un pilon de 400 ou de 522 kilogrammes, selon la pression dont il dispose.

Ce n'est pas tout : un pilon de 522 kilogrammes dans le système ordinaire exigerait une pression totale qui ne pourrait être guère inférieure à 750 kilogrammes, tant pour obtenir une vitesse d'ascension convenable que pour vaincre les frottements, etc. Le cylindre devrait avoir une section de 242 centimètres quarrés au lieu de 201. L'économie de vapeur serait donc de 1/6 pour une même course.

Il est vrai que dans ces calculs nous ne tenons pas compte de la détente qui se produit dans le marteau-pilon de M. Turck. Mais la supériorité reste évidente et considérable. Par exemple, le calcul exact fait pour une détente de 1/2 montre qu'avec le pilon de 200 kilogrammes et une pression de 2 atmosphères 1/2, on obtient le même choc qu'avec un pilon de 370 kilogrammes tombant par son propre poids. L'économie

de vapeur serait de 70 p. 100 sur une course de 1 mètre.

Si la pression effective disponible dans le cylindre à vapeur est de 4 atmosphères, on obtient le même effet qu'avec un pilon ordinaire de 470 kilogrammes, et l'économie de vapeur, déduite de la différence des sections des cylindres à vapeur et de la détente, serait de 75 p. 100 sur une course de 1 mètre.

Avantages divers du nouveau marteau-pilon à vapeur. 1° Économie de vapeur.

Nous ne donnons les calculs précédents que pour ce qu'ils valent, pour un premier moyen d'évaluation approchée. Il y a même dans les pilons ordinaires une sorte d'expansion de la vapeur résultant de ce que le pilon ne s'arrête pas à l'instant même où l'échappement est ouvert. Il continue à monter d'une certaine quantité, qui ne dépasse pas ou plutôt n'atteint jamais le quart de la course totale. Les chiffres que nous avons donnés seraient plus faibles aussi pour une course de 0^{m},70, qui est une course ordinaire. En revanche l'espace nuisible est ici à peu près négligeable. La condensation est ramenée à la proportion des machines ordinaires, puisque la vapeur baigne constamment le dessous du piston.

M. Turck a soin d'envelopper de bois le cylindre à vapeur, et nous rappelons que la vapeur se comprime pendant la fin de la montée du pilon : bonne condition pour éviter une cause de déperdition de vapeur. On serait porté à admettre, en présence de tous ces faits, que l'économie de vapeur s'élève souvent à 60 p. 100; les affirmations de M. Turck, justifiées par la marche de son pilon, le sont encore par l'étude de toutes les dispositions qu'il a cru devoir appliquer dans la contruction de son appareil.

2° Rapidité des coups.

Le pilon descend très-vite et met un tiers moins de temps que les marteaux de M. Cavé. Il remonte presque

aussi vivement, parce que la vapeur baigne constamment le dessous du cylindre et agit avec une sorte d'instantanéité à la suite du choc. Si prompte et si puissante est cette action de la vapeur, qu'elle serait nuisible sans l'effet de la compression qui se fait sentir au dernier tiers de la montée, et éteint graduellement la vitesse d'ascension; le pilon se lance de nouveau aussitôt l'admission ouverte à la vapeur. Le marteau à vapeur de M. Turck donne aisément 100 coups à la minute, et arriverait à en donner 150 avec une pression de 4 ou 5 atmosphères dans le cylindre.

3° La distribution se fait par la machine.

Le mécanisme que M. Turck a appliqué à son appareil permet de le faire marcher sans le secours de la main de l'homme. Dans le marteau de Nasmyth, le système qui sert à faire varier la hauteur de chute est assez compliqué. Nous voyons ici autant de simplicité que de solidité dans les pièces de la distribution. Au lieu de faire varier la hauteur de chute, on règle la vitesse et l'énergie des chocs au moyen du robinet d'introduction de la vapeur.

4° Économie sur les frais d'établissement.

Pour un choc d'égale intensité, le poids du pilon a été notablement réduit par M. Turck. Les dimensions du cylindre, du bâti, du piston, etc., subissent une réduction du même ordre. Il y a plus : le nombre des coups étant doublé, un atelier obtiendra autant de travail mécanique de ce pilon que de deux pilons ordinaires.

5° Économie de main-d'œuvre et de combustibles.

Est-il besoin de remarquer que le marteau à vapeur à grande vitesse permet de produire le double de pièces forgées pour un même nombre de chaudes? Conséquence : la main-d'œuvre des forgerons et le combustible nécessaire pour chauffer les pièces sont réduits à la moitié de ce qu'exigeait le même travail par les pilons ordinaires.

Conclusions. En résumé, il ne paraît y avoir aucun doute sur la valeur du perfectionnement introduit par M. Turck dans la constrution des marteaux-pilons à vapeur. Cela est vrai surtout lorsque l'on considère les besoins des ateliers de construction et des établissements métallurgiques où l'on a à forger des pièces de moyennes ou faibles dimensions, telles que le fer en barres, les essieux de voitures, les socs de charrues, etc. Le nouveau pilon satisfait à toutes les exigences d'une bonne fabrication. Il accélère le travail, économise la dépense et offre une installation facile et peu coûteuse. Ajoutons qu'il se prête à toutes les combinaisons, à toutes les variations qu'exigent les divers besoins des arts. En particulier, s'il reste bien établi qu'un pilon très-lourd est essentiel au forgeage des grosses pièces et dans quelques opérations spéciales de la métallurgie, il suffirait, si l'on voulait employer le système de M. Turck pour mettre en jeu le pilon, de réduire le diamètre de la tige et d'augmenter le poids du *pilon*. On utiliserait la compression et la détente; on supprimerait la perte de vapeur par l'espace nuisible. Par là serait réalisée une économie considérable, de 30 p. 100 peut-être dans la dépense de la vapeur, et en même temps une partie des avantages énumérés plus haut.

BULLETIN.

DEUXIÈME SEMESTRE 1855.

Sur les progrès de l'industrie des mines au Chili (1).

. . . Les mines d'argent de Copiapo sont généralement moins riches qu'elles ne l'étaient il y a quelques années; mais le nombre des exploitations a tellement augmenté, que la production totale doit se maintenir dans le même état. Sa valeur est estimée, année moyenne, à 3.500 000 piastres (17.500.000 fr.). Les minerais *froids* d'argent, c'est-à-dire ceux qui ne peuvent pas être traités au moyen du mercure, se trouvant sans valeur réelle à Copiapo, sont exportés en Angleterre par des bâtiments anglais, qui se sont ainsi créé un article de retour toujours très-rare au Chili. On m'assure qu'une forte maison de Marseille se fait envoyer de grandes quantités de ces minerais pour les faire traiter dans une usine déjà établie, qui présente toutes les garanties de succès. Il serait bien à désirer que cette expérience pût réussir, car elle augmenterait l'activité de notre trafic avec le Chili, en facilitant particulièrement les opérations de nos navires, qui sont presque toujours dans la nécessité d'aller chercher au Pérou, sur lest, du salpêtre à Lsquique, ou du guano aux îles Chincha, s'ils ne veulent pas retourner sur lest en Europe.

Les mines de cuivre de Copiapo, de Huasco, de Coquimbo et de San Felisse continuent à donner des produits abondants. Les hauts prix de ce métal ne sauraient cependant augmenter sa production, limitée aux moyens d'exploitation. La cherté des vivres nuit aussi à ce développement. On a, au moment de la grande hausse des farines, diminué les travaux dans les mines pauvres, et ils n'ont pas encore repris toute leur activité. On doit donc penser que l'exportation des cuivres pendant la campagne qui vient de s'ouvrir ne dépassera pas celle de l'année dernière.

(1) Voir la notice sur l'industrie minérale dans les provinces d'Atacama et et de Concepcion (Chili), tome VII, page 625.

Dans le sud du Chili, l'exploitation des mines de charbon de terre présente de fort bons résultats. Leurs produits s'améliorent à mesure que les travaux gagnent en profondeur. Toutefois, le prix de ces charbons indigènes demeure à 4 et 5 piastres au-dessous du cours des houilles anglaises qui leur sont toujours préférées pour la fonte des métaux. Le charbon chilien est généralement employé à bord des vapeurs, et on le livre actuellement à 10 piastres le tonneau rendu à Valparaiso, tandis que le charbon anglais en vaut de 14 à 15, suivant sa qualité.

(*Extrait d'une dépêche de M.* CAZOTTE, *consul de France à Valparaiso, en date du* 10 *octobre* 1855.)

Sur la découverte des mines de fer de Cléveland.

Il est impossible de ne point être frappé d'étonnement à la vue du développement prodigieux du commerce et de l'industrie, quand on arrive dans cette partie de l'Angleterre dont Newcastle est, en quelque sorte, le centre.

Quatre-vingt-dix-huit convois, qui partent ou arrivent chaque jour, par les différents chemins de fer qui en rayonnent, établissent dans cette ville un flux et un reflux d'environ 10.000 voyageurs. Chaque centre d'exploitation est, en outre, pourvu de ses rails-ways particuliers sur lesquels circulent des masses énormes de marchandises. Les établissements industriels y sont si pressés que la fumée du charbon, en se mêlant au brouillard, y est devenue un élément permanent de l'atmosphère. Quand on observe la nuit les bords de la Tyne, on croirait assister à un immense incendie, tant y sont nombreuses les usines où le travail persévère, sans intermittence, durant les heures consacrées au repos.

Les consuls qui se sont succédé à Newcastle, en rendant compte des progrès des différentes branches d'industrie et des manufactures établies dans ce pays, ont tous été frappés comme moi de l'incroyable activité qui y règne. M. Gœpp l'a attribuée à l'abondance inépuisable de ses mines de charbon de terre, cet élément devenu si précieux depuis l'application de la vapeur, dans toutes les fabriques, comme agent moteur.

Cette raison est incontestablement la plus puissante, mais il en est une autre que mon prédécesseur, avec sa remarquable

perspicacité, n'aurait pas tardé à apprécier. C'est la découverte encore récente des mines de fer dites de Cléveland.

Il est hors de doute que les mines de houille, dont les produits sont partout recherchés, ont donné aux relations commerciales de ce pays une grande extension. Il n'est pas moins vrai que leur présence, en fournissant du combustible à bon marché, y a encouragé la création d'une foule d'établissements industriels Mais si, dans tous ces établissements, le charbon de terre est un moyen, on peut dire, à l'égard d'un grand nombre d'entre eux, que la production du fer, favorisée par le minerai de Cléveland, est un but.

Je vais essayer de signaler cette importante découverte en entrant dans quelques détails. Je me hâte de dire que les matériaux où j'ai puisé m'ont presque tous été fournis par M. Bourdillon, qui les tenait lui-même de M. Glynn, habitant de cette ville, dont l'obligeance et les connaissances étendues ont toujours été très-utiles à ce consulat.

Avant l'année 1850, le nombre des hauts fourneaux dans les comtés de Northumberland et de Durham, au lieu d'augmenter, tendait à décroître, par suite de l'avantage de plus en plus marqué que le minerai d'Écosse, grâce à son abondance et à son bon marché, prenait sur celui exploité dans ces comtés, où son prix de revient était considérablement plus élevé. Quelques établissements avaient même été obligés de s'arrêter, et plusieurs autres étaient sur le point de suivre leur exemple, lorsque, vers la fin de 1850, le hasard fit découvrir, près de Middlesborough, à l'extrémité nord du comté d'York, des mines de fer oolitique, non moins précieuses par leur étendue que par leur abondance, dont les produits semblent devoir, dans un avenir peu éloigné, faire une rude concurrence au minerai argileux du pays de Galles et du Staffordshire, et au célèbre blackband ou minerai bitumineux d'Écosse.

Ces mines, aux produits desquelles on a donné le nom de minerai de Cléveland, du nom d'une chaîne de collines qui renferme leurs plus riches gisements, s'étendent du village de Redean à l'embouchure de la Tees, sur deux lignes principales: l'une dirigée du nord au sud-est, sur distance 27 milles ou environ 45 kilomètres, et l'autre du nord au sud-ouest, longue de 30 milles ou 48 kilomètres. Leur superficie totale n'embrasserait pas moins, dit-on, de 300 milles quarrés (770 k. q.).

Le minerai de Cléveland est un carbonate de protoxyde de

fer. Il se montre à la surface du sol. L'épaisseur des couches varie de 10 à 15 pieds anglais; elles sont ordinairement mêlées de lits d'ardoise friable de 6 à 27 pouces d'épaisseur. L'extraction se fait au moyen de galeries inclinées de 15 pieds de largeur sur 8 à 11 pieds de hauteur.

Ce minerai, à l'état cru, ne contient pas plus de 28 p. 100 de fer, mais après le grillage il donne alors 40 p. 100 de fer.

A l'état cru, il contient en moyenne :

Protoxyde de fer	35
Chaux	11
Silicate et alumine	23
Eau et perte	31
	97

Lorsque le minerai de Cléveland est employé seul, la fonte et le fer qui en proviennent sont cassants. Pour obvier à ce double inconvénient, on le mélange avec de l'hématite des duchés de Cumberland et de Lancastre, qui revient à 28f,75 la tonne, rendue à destination, et donne 50 à 60 p. 100 de fer. Le mélange d'un huitième à un quart de ce minerai avec celui de Cléveland ajoute considérablement à la ténacité de la fonte et donne une grande souplesse au fer en barres.

Avant la découverte du minerai de Cléveland, les seules mines de fer un peu importantes que l'on connût dans le nord de l'Angleterre proprement dite, étaient celles qui sont situées entre l'affluent nord de la Tyne et la vallée de Bedesdale dans le comté de Northumberland. Elles occupent une étendue de 40 à 50 milles quarrés dans un terrain calcaire voisin de la houille. Le minerai se trouve sous forme de nodules dans des bancs schisteux de 30 pieds d'épaisseur, contenant, pour chaque mètre cube, environ 5 quintaux ou 250 kilogrammes de minerai, qui donne 34 à 36 p. 100 de fer.

Un assez grand nombre de hauts fourneaux s'étaient établis dans ce district; leur fonte était d'une qualité supérieure à celles de toutes les usines de l'Angleterre, et le fer qui en provenait était excellent pour faire des chaînes-câbles et de la tôle pour chaudières à vapeur.

J'ai déjà dit que ces hauts fourneaux étaient en décadence avant la découverte du minerai de Cléveland. Depuis cette époque, il est vrai, plusieurs se sont rallumés, et l'on espère qu'ils pourront bientôt fournir au commerce une qualité de fer supérieure.

Mais, quoique ces produits aient une importance qu'on ne peut méconnaître, ils seraient insuffisants pour les besoins du nord de l'Angleterre.

La découverte du minerai de Cléveland est venue fort à propos pour combler cette lacune. On a vite compris de quelles ressources elle pouvait être dans ce pays où l'esprit de spéculation est toujours en éveil. En peu de temps, une industrie nouvelle a été créée, des établissements nombreux ont surgi. Sans parler des bords de la Tees, où ces établissements se sont formés en plus grand nombre, par suite de la proximité du minerai, je ne citerai que le bassin de la Tyne, où l'on compte déjà aujourd'hui 23 hauts fourneaux en pleine activité.

(*Extrait d'une dépêche de M.* le comte DE MARICOURT, *consul de France à Newcastle, en date du* 10 *octobre* 1855.)

Sur l'état de l'industrie du fer dans la contrée de Newcastle.

Dans une dépêche de 1855 (1), j'ai donné quelques détails sur la découverte des mines de fer de Cléveland, et signalé l'extension que cette importante découverte était appelée à donner à l'industrie des fers dans les comtés de Northumberland et de Durham. J'annonçais en même temps l'intention de faire des recherches sur le nombre et l'importance des hauts fourneaux qui existent déjà dans les bassins de la Tees, de la Wear et de la Tyne.

Je suis aujourd'hui en mesure de faire connaître le résultat de mon travail.

A l'heure qu'il est, il existe sur la côte N.-E. de l'Angleterre 83 hauts fourneaux, dont 23 pour le bassin de la Tyne, 26 pour le bassin de la Wear et 34 pour celui de la Tees.

Tous ces hauts fourneaux sont, aujourd'hui, alimentés par le minérai de Cléveland, à l'exception de deux ou trois petits établissements sur la Tyne, dans lesquels on se sert en partie du minerai d'Écosse, dit blackband, et en partie du produit des autres mines. Quelques-uns de ces hauts fourneaux, qui produisent de la fonte de moulage, ont un rendement de 120 à

(1) Voyez l'article précédent.

125 tonnes de fonte par semaine. D'autres, qui produisent de la fonte pour forge, rendent de 125 à 140 tonnes. La moyenne est d'environ 130 tonnes par haut fourneau, soit 12.790 tonnes pour les 83 hauts fourneaux par semaine ou 519.200 tonnes par an.

Le produit annuel de la fonte dans la Grande-Bretagne a été évalué à 3.000.000 de tonnes par an. Les mines de Cléveland entrent par conséquent pour plus d'un sixième dans ce produit.

Le minerai de Cléveland ne donnant que 28 p. 100 de fer, il faut 2 tonnes de coke et 1 tonne de charbon ou l'équivalent de 5 tonnes de charbon, pour produire, avec ce minerai, 1 tonne de fonte ; en sorte que la fabrication de la fonte provenant de ce minerai consomme annuellement environ 2.596.000 tonnes de charbon.

Il existe, dans mon arrondissement consulaire, huit usines produisant du fer en barres ; elles comprennent environ 320 fourneaux à puddler, et donnent par semaine environ 4.000 tonnes de fer en barres. Or, pour produire une tonne de fer en barres, il faut 23 quintaux et demi de fonte. Ces huit usines consomment donc 4.700 tonnes de fonte par semaine, soit environ 245.000 tonnes par an, c'est-à-dire à peu près la moitié de la quantité totale de fonte produite dans cet arrondissement.

L'opération du puddlage demande une tonne et demie de charbon pour chaque tonne de fer, de sorte que la quantité totale de charbon absorbée annuellement par le puddlage est de 367.500 tonnes. De plus, le fer brut en barres exige une seconde opération qui demande une tonne de charbon pour chaque tonne de fer convertie en barres, soit 187.000 tonnes par an.

Un tiers environ de ce fer commun en barres est soumis à une troisième opération à l'effet d'obtenir du fer de qualité supérieure, propre à faire des fers à cheval, des chaînes, des plaques pour chaudières, etc.

Cette dernière opération cause un nouveau déchet de 10 p. 100, et il faut encore 20 quintaux de charbon par tonne de fer obtenue, soit 56.000 tonnes de charbon par an.

Il existe dans le même district plus de vingt fonderies, dont quelques-unes ne fondent pas plus de 20 tonnes de fonte par semaine, plusieurs en fondent 100 environ, d'autres de 150 à 200, et jusqu'à 300 tonnes par semaine. On pourrait peut-être

calculer sur une moyenne de 50 tonnes par établissement, ce qui donnerait un total de 4.000 tonnes par semaine, ou 200.000 tonnes par an. La plupart de ces fonderies emploient néanmoins un mélange de fontes d'Écosse et de Cléveland, moitié de l'une, moitié de l'autre, de façon que la quantité totale de fonte de Cléveland moulée peut être évaluée à 100.000 tonues par an.

Par suite de l'opération du moulage la fonte éprouve un déchet de 5 p. 100, en sorte que les 200.000 tonnes ci-dessus ne produisent plus que 190.000 tonnes de fonte moulée. Il faut 7 quintaux de coke (ce qui représente à 14 quintaux de charbon) pour chaque tonne de fer, soit 133.000 tonnes de charbon par an.

Ainsi donc la fonte produite dans le district de Cléveland s'élève à. 519.200

Convertie en fer en barres.	245.000	345.000
Employée dans les fonderies.	100.000	
Reste.		174.200

On estime la quantité totale de charbon qui est extraite des mines de Northumberland et de Durham à. . . . 16.000.000 de tonnes par an.

Il s'en consomme dans les hauts fourneaux	2.596.000	3.339.500
Dans les fours à puddler.	367.500	
Pour faire du fer en barres n° 1 . .	187.000	
— — n°. . .	56.000	
Pour fonderies.	133.000	
Reste.		12.660.500

Ces chiffres donnent la mesure de l'immense essor pris par l'industrie du fer dans cette partie de l'Angleterre. On se demande avec une sorte d'effroi comment des produits aussi gigantesques peuvent trouver leur écoulement. Or, j'ai acquis la certitude que depuis deux ans, époque où le prix du fer, après avoir subi plusieurs fluctuations, a tout à coup éprouvé une hausse énorme, ce prix n'a jamais fléchi. Il y a plus : l'opinion généralement admise est que, loin de diminuer, les prix actuels non-seulement se maintiendront, mais encore hausseront très-probablement au printemps prochain. Les raisons sur lesquelles se base cette opinion sont spécieuses.

En effet, les constructions de navires en fer ont pris un tel développement dans ce pays, il s'y fabrique, en outre, une tello quantité de chaînes-câbles et d'ancres, les chemins de fer dont les embranchements doivent sillonner le sol dans tous les sens, donnent lieu à des commandes si nombreuses en rails, en coussinets et en machines de toute sorte, que les besoins seuls du district absorbent une partie très-notable des produits de ses 83 hauts fourneaux. Le reste est consommé par les autres localités en Angleterre, et par l'exportation considérable qui s'en fait en pays étranger, principalement sur le continent d'Europe, cette côte offrant de grandes facilités pour les transports à bon marché.

Si l'on ajoute à ces raisons l'état réduit des approvisionnements de fonte à Glascow, approvisionnements qui sont moindres qu'on ne les a vus depuis dix ans, la demande inattendue qui a eu lieu à cette époque de l'année, pour les rails de chemins de fer, principalement de la part des Indes orientales, la probabilité que l'Amérique sera en position de faire de fortes commandes, grâce à l'abondance de la récolte sur son territoire, enfin, la cherté actuelle de toutes les denrées, qui ne permet pas de songer à une réduction des salaires des ouvriers dans les établissements métallurgiques, on comprendra que, pour longtemps encore du moins, l'industrie du fer, dans ce district, est à l'abri de tout péril, et qu'avant peu les prix de ses produits acquerront une hausse qu'ils n'avaient jamais atteinte auparavant.

Relevé des hauts fourneaux existant dans les bassins de la Tyne, de la Wear et de la Tees (janvier 1856).

NOMS des propriétaires et compagnies.	NOMS et situation des établissements.	NOMBRE des hauts-fourneaux par établissement.	NOMBRE des hauts-fourneaux par bassin.
Bassin de la Tyne.			
Losh, Wilson et Bell	Walker	5	
Bell frères	Felling	2	
J. Can et company	Tyne-Main	2	
Tyne iron company	Lemington	2	
Bell frères	Wylam	1	22
Birtley iron company	Birtley	3	
Redesdale iron company	Redesdale	3	
Hareshaw iron company	Hareshaw	3	
Bedlington iron company	Bedlington	2	
Bassin de la Wear.			
Washington chemical company	Washington	2	
Weardale iron company	Towlan	5	
Id.	Stanhope	1	
Derwent iron company	Consett on Conside	7	26
Id.	Crook-Hall	7	
Id. Tregelles et comp.	Bradley	4	
Bassin de la Tees.			
Belkow et Vaughan	Middlesborough	2	
Id.	Eston	6	
Id.	Wilton Park	4	
Bell frères	Port-Clarence	4	
B. Samuelson et comp.	Cleveland	2	34
Cochran et comp.	Ounsby	4	
Stockton iron comp.	Stokton	4	
Gilkes et comp.	Tees	4	
South Durham iron comp.	Darlington	4	
		Total	83

(*Extrait d'une dépêche de M.* le comte DE MARICOURT, *consul de France à Newcastle, en date du 25 janvier* 1856.)

Sur la découverte d'un gîte de charbon de terre près de l'embouchure du Guadalquivir.

Il est beaucoup question ici en ce moment de la découverte d'une riche mine de charbon de terre qui aurait été faite tout récemment sur la rive droite et près de l'embouchure du Guadalquivir. On assure que non-seulement le charbon est de bonne qualité, mais que la mine s'étend sous un vaste territoire qui fait partie des domaines du marquis de Villafranca. La découverte aurait été faite accidentellement, à la suite des pluies torrentielles des mois de décembre et de janvier derniers, qui ont profondément sillonné des terrains inexplorés jusqu'ici et uniquement consacrés au pâturage.

Des mines de houille, situés sur le bord d'une rivière, à quelques lieues seulement de la rade de Cadix et à l'entrée du détroit de Gibraltar, ne peuvent manquer d'appeler l'attention du gouvernement espagnol et des compagnies françaises, qui se dirigent aujourd'hui avec tant d'ardeur vers ce pays. L'on ne peut donc tarder à savoir si la découverte dont il s'agit a l'importance qu'on lui attribue, et s'il faut ajouter cette nouvelle richesse à toutes celles dont la nature a été si prodigue en Espagne.

(*Extrait d'une dépêche de M.* Limpérani, *consul de France à Cadix, à M. le ministre des affaires étrangères*, 12 *mai* 1856.)

Sur l'organisation de l'école des mines de Freiberg (Saxe).

Toutes les branches de l'art des mines et des sciences qui s'y rapportent sont enseignées à l'Académie de Freiberg; on donne aussi aux étudiants les moyens d'exécuter tous les travaux et d'apprendre à fond la pratique de l'exploitation et de la métallurgie. L'entrée aux mines et aux fonderies est non-seulement permise, mais encore très-facile, parce que ces derniers établissements sont, pour la plupart, dans les environs de la ville, tandis qu'on exploite, à la distance de quelques lieues seulement de Freiberg, des houillères importantes, des mines métalliques et des carrières. Les collections de minéraux, de modèles, etc., les laboratoires de chimie, de physique, et

une grande bibliothèque sont les moyens complémentaires des études.

Les cours, qui commencent chaque année à la Saint-Michel et se terminent à la fin de juillet de l'année suivante, sont aux frais du gouvernement ou à ceux des étudiants.

Les étudiants qui font leurs études aux frais du gouvernement se divisent en :

Vrais étudiants (wirkliche Akademisten),

Externes (extraner).

Les *vrais étudiants* se vouent à l'art des mines et des fonderies, et suivent tous les cours. Leur admission ne peut avoir lieu qu'après un examen théorique et une préparation pratique. Ils peuvent, s'ils font preuve d'un mérite particulier et s'ils sont dépourvus de ressources personnelles, être admis à profiter de l'instruction gratuite, des subsides académiques, tels que frais de voyage, ainsi que d'autres avantages, tels qu'un travail rétribué dans les mines et dans les fonderies. Ils suivent leurs études d'après les règles établies, assistent aux répétitions, passent l'examen annuel, présentent des travaux d'exercice et d'examen, et subissent, après l'achèvement de leurs études, un examen général. Pour obtenir un emploi dans le service des mines, il faut qu'ils suivent préalablement un cours de travail pratique, à moins qu'il ne s'agisse d'un emploi purement scientifique ayant seulement pour objet l'application du droit des mines.

Les Saxons seuls sont admis comme internes ;

Les aspirants doivent avoir 16 ans révolus et 23 au plus, posséder une bonne santé et être exempts de tout défaut corporel ;

Les demandes d'admission pour les vrais étudiants doivent être présentées au tribunal supérieur des mines, au plus tard à la fin de février de l'année où l'on désire être admis ; il faut joindre à ces demandes :

L'extrait de baptême ;

Un certificat de bonne constitution, délivré par un médecin ;

Un certificat de vaccine ;

Un certificat de bonne conduite délivré par l'autorité compétente ;

Un certificat de maturité pour les études académiques, et, en cas de minorité, une autorisation des parents ou du tuteur pour pouvoir étudier à l'Académie de Freiberg.

Ces aspirants doivent justifier par un examen qu'ils possèdent les connaissances préliminaires et l'aptitude nécessaire pour les sciences académiques.

Les connaissances exigées sont :

Une écriture correcte et lisible; la langue allemande; l'algèbre et la géométrie élémentaires, la stéréométrie et la trigonométrie rectiligne; la langue latine; l'aspirant doit traduire correctement un classique (au moins Jules-César ou les ouvrages faciles de Cicéron) la géographie et l'histoire universelle; le dessin au crayon et le dessin linéaire.

L'examen porte en outre sur la connaissance des langues française et anglaise; ceux qui les possèdent bien se recommandent particulièrement.

Ceux qui ont passé l'examen d'une manière satisfaisante, mais qui n'ont pas fait pendant une année le travail des mines, doivent se soumettre à un règlement particulier d'après une préparation pratique *selon l'usage des élèves mineurs.*

L'examen a lieu dans la seconde semaine de Pâques, et de ce moment jusqu'au commencement des cours, c'est-à-dire à la Saint-Michel, a lieu la préparation pratique *à la manière des mineurs.*

Les *vrais étudiants* qui, après l'achèvement de leurs études, acceptent un emploi hors du royaume de Saxe, doivent rembourser à la caisse de l'Académie les subsides et indemnités de voyage dont ils ont joui.

Sont *externes* les étudiants qui se vouent à une autre carrière qu'à celle des mines (par exemple, mécanicien, géomètre, architecte, etc.) et qui n'assistent qu'à certains cours.

Ils doivent produire un certificat constatant qu'ils se sont préparés aux cours qu'ils veulent suivre, et doivent subir, en présentant ces attestations, un examen qui a lieu à la Saint-Michel, avant le commencement des cours. Cet examen porte sur la langue allemande, les mathématiques et le dessin.

Ils jouissent alors des mêmes facilités que les *vrais étudiants.*

Les externes qui veulent assister à des cours qui exigent d'autres connaissances préliminaires doivent subir l'examen spécial correspondant.

Pendant la durée de leurs études, les externes sont soumis à la même surveillance à l'égard de la conduite et du travail que les vrais étudiants; ils sont aussi astreints aux mêmes travaux d'exercice et aux mêmes examens sur les cours qu'ils ont suivis.

ils ne peuvent présenter leur demande de réception au tribunal supérieur des mines qu'au mois de juillet de l'année où ils désirent être admis.

Chaque élève interne ou externe, après son admission prononcée par le ministre des finances, et son immatriculation, doit payer, outre les frais d'inscription de 3 thalers (11f,10) 20 thalers (74f) par an à la caisse de l'Académie, et 1 thaler 10 n.gr. (4f,95) pour l'éclairage des places d'auditeurs et pour l'encre.

Les jeunes gens dénués de ressources personnelles ne seront admis à participer aux subsides que s'ils possèdent des talents vraiment distingués. Et il importe de remarquer que ceux mêmes auxquels ce privilége est accordé doivent, quelle que soit l'économie qu'ils observent, être en mesure de subvenir par eux-mêmes à des dépenses notables, tant pendant leur séjour à l'Académie que pendant l'intervalle souvent assez long qui s'écoule entre leur sortie et l'époque où ils sont pourvus d'un emploi dont les émoluments puissent leur suffire.

Les attestations données à la sortie indiquent si les élèves ont fait leurs études comme vrais étudiants ou comme externes, et à quelle branche les derniers se sont destinés.

Les Saxons et les étrangers qui font leurs études à Freiberg à leurs frais, doivent :

Avoir 16 ans révolus ;

Joindre à leur demande d'inscription les attestations ci-dessus indiquées, et quand l'aspirant est Saxon, le certificat d'origine, qui doit être presenté au tribunal supérieur des mines dès l'arrivée du candidat à Freiberg.

Les sujets prussiens, qui désirent fréquenter l'Académie, doivent présenter à la police de cette ville leur certificat d'origine, ou à défaut de cette pièce, un autre certificat équivalent.

Les étudiants à leurs frais ont aussi la faculté de prendre part à la préparation pratique *selon l'usage des élèves mineurs*, ainsi qu'aux répétitions et aux travaux d'exercice, et de se présenter à la fin de leurs études à l'examen général.

Afin que les cours académiques puissent avoir un bon résultat, on exige des étudiants les connaissances classiques que doit posséder un élève sortant de la première classe d'un gymnase allemand. Si une lacune dans cette instruction peut être tolérée, on exige toujours, du moins, une éducation suffisante pour que les leçons sur les sciences soient parfaitement com-

prises. La connaissance d'autres langues vivantes, notamment le français et l'anglais, est des plus avantageuses.

Quant aux mathématiques, il est nécessaire de les posséder au moins jusqu'à la trigonométrie rectiligne inclusivement. Les premiers éléments de dessin sont aussi désirables.

L'étranger, ainsi que celui qui fait ses études à ses frais, n'est pas soumis à l'examen sur ces connaissances.

Les études des élèves admis aux frais du gouvernement durent quatre ans; mais ceux qui étudient à leurs frais peuvent abréger ce temps, quand ils possèdent déjà des connaissances dans les branches auxquelles ils s'adonnent, c'est-à-dire des connaissances mathématiques, physiques et chimiques, ou des notions pratiques dans l'art des mines et du traitement des minerais. On peut réduire alors le temps des études à trois ou même à deux ans, mais bien rarement à un an, *quelques* cours seulement durant une année et la plupart deux années.

Cette réduction n'est possible, d'ailleurs, que pour ceux qui se sont déjà préparés pour d'autres académies, ou pour les étudiants, soit à leurs frais, soit à ceux du gouvernement, qui qu'à des sciences spéciales et non à l'art des mines et à la métallurgie.

Ceux qui étudient à leurs frais doivent payer les honoraires annuels suivants pour les cours annuels :

	fr.
Arithmétique et géométrie à fond	74,00
Géométrie descriptive	74,00
Mathématiques pratiques	74,00
Démonstration des machines pour les mines	66,60
Analyse	55,50
Mécanique et art de construire les machines	92,50
Art général de délimiter et de mesurer les mines	44,80
Art pratique de délimiter et de mesurer les mines :	
Pour un seul étudiant	37,00
Pour plusieurs	74,00
Chimie théorique	74,00
Chimie pratique	92,50
Chimie analytique	111,00
Métallurgie	74,00
Connaissance des forges	37,00
Docimasie	111,00
Art des essais au chalumeau	44,05
Minéralogie	111,00
Exercices minéralogiques	37,00
Physique, 1re partie	44,80
Physique, 2e partie	44,80
Géognosie	92,50
Connaissance des pétrifications	44,80
Science des gîtes minéraux	37,00
Architecture des mines, 1re part.	74,00
Architecture des mines, 2e part.	74,00
Architecture civile	74,00
Droit des mines	55,50
Style d'affaires à la manière des mineurs	55,50
Tenue des livres	37,00

Les honoraires pour le dessin et pour la langue française sont fixés à l'amiable entre le maître et l'étudiant.

Les cours commençant chaque année le premier lundi d'octobre et étant terminés au plus tard le dernier samedi du mois de juillet de l'année suivante, il y a deux mois de vacances qui sont employées à des travaux pratiques ou à de grands voyages.

Les dépenses à la charge de celui qui étudie à ses frais sont:

Les frais d'inscription, 18 fr. 50;

Une contribution de 14 fr. 80 à la caisse de l'Académie, payable lors de l'inscription;

9 fr. 20 par an à la même caisse pour l'éclairage des places dans les salles des cours et pour l'encre;

Les honoraires pour les cours conformément au tarif ci-dessus indiqué;

Les frais (peu considérables, du reste, à Freiberg) pour le logement, la nourriture et le service;

L'achat des livres et autres objets nécessaires à l'étudiant.

Ces dépenses, non comprises celles de vêtements et autres, comme de plaisir et de luxe, peuvent être évaluées, en supposant qu'on procède avec économie, à 1.100 fr. par an.

En général, tous les étudiants, sans exception, doivent observer les lois du pays et des mines, les statuts académiques, les règlements de police, et se soumettre à la surveillance disciplinaire.

Effectif de l'école.

A. Saxons (25).	
1° Vrais étudiants	15
2° Externes	9
3° Qui font les études à leurs frais	1
B. Étrangers (44).	
De la Prusse	3
De la Bavière	1
De l'électorat de Hesse	1
Du grand-duché de Bade	2
Du grand-duché de Saxe-Weimar	1
Du duché d'Altenbourg	1
Du duché de Nassau	6
Du duché d'Anhalt-Bernbourg	3
A reporter	43
Report	43
De la principauté de Schwarzbourg	1
De la principauté de Reus	1
De la ville libre de Bremen	1
Du Danemark	2
Du grand-duché de Posen	1
De la Suède	1
De la Russie	5
De l'Angleterre	4
De l'Italie	1
De l'Espagne	1
De l'Amérique	5
De New-York	1
De Bolivie	1
Du Chili	1
Total	69

Le tribunal supérieur des mines est à Freiberg; outre cela, il y a cinq tribunaux des mines: Altenberg, Annaberg, Freiberg, Johanngeorgenstadt et Schneeberg.

Effectif des ouvriers.

1° Dans les mines.	11.077
2° Dans les fonderies	988
Total.	12.065

Aperçu des recettes de minerais de toutes les mines en Saxe (1853).

Numéros.	DÉSIGNATION DES DISTRICTS.	Thalers.	Ngr.	Pf.
1	District d'Altenberg.	84.398	28	7
	— de Berggiesshübel.	2.337	10	»
	— de Glashütte	2.319	16	8
	— de Bärenstein.	670	15	»
	— de Lauenstein	9.471	17	3
	— de Naundorf.	170	22	2
	— de Schmiedeberg.	»	»	»
2	District d'Annaberg, etc.	37.607	24	8
3	District de Freiberg.	1.184.787	21	1
4	District de Johanngeorgenstadt..	14,630	14	3
	— de Schwarzenberg.	84.168	23	9
	— d'Eibenstock	15.276	7	»
5	District de Schneeberg.	142,878	6	9
		1.528.717	28	2

(*Extrait d'une notice publiée par l'administration des mines du royaume de Saxe.*)

Note sur la découverte de mines de charbon de terre en Albanie.

Dans les environs de Tyranna, près d'une rivière appelée Louri, et sur les bords d'un petit ruisseau peu éloigné de la ville, on a reconnu des gisements très-riches et très-étendus de charbon de terre. L'on m'en a signalé aussi sur les bords de la mer, entre Musatché et Durazzo. J'en ai rapporté divers échantillons. Ces mines, peu éloignées de la mer, seraient, je crois, faciles et avantageuses à exploiter; faciles, car elles sont à fleur de terre; avantageuses, car peu éloignées de Durazzo, escale des bateaux du Lloyd, elles trouveraient un écoulement certain dans l'approvisionnement de la marine à vapeur autrichienne, et d'une grande partie de celle de la Méditerranée.

(*Extrait d'une dépêche adressée à M. le ministre des affaires étrangères par M. l'agent consulaire de France à Scutarri.*

Notice sur les freins de chemins de fer qui figuraient à l'exposition universelle de 1855.

Il est inutile d'insister sur l'importance des freins. Elle est plus souvent exagérée que méconnue, en ce sens qu'on leur demande fréquemment plus qu'ils ne peuvent donner. De bons freins sont, sans contredit, des éléments de sûreté très-réels, indispensables même, mais ils ne suffisent pas ; la sécurité repose, avant tout, sur une bonne organisation du service et sur un bon système de signaux ponctuellement appliqué.

Cette disposition, assez commune, à voir dans la puissance des moyens d'arrêt la garantie la plus efficace contre les collisions, devait naturellement diriger vers l'amélioration des freins les efforts des inventeurs ; elle se révélait, en effet, à l'Exposition, par un assez grand nombre de conceptions, dont plusieurs étaient, il faut le dire, médiocrement heureuses.

1° *Freins à bras et à action directe.*

Ces freins sont jusqu'à présent les plus répandus de beaucoup, et même les seuls employés en France. Leur disposition peut être très-variée ; mais on peut dire, jusqu'à un certain point, que la plus simple est la meilleure. L'addition si peu motivée d'une troisième paire de roues aux tenders a, pendant longtemps, compliqué singulièrement l'installation de leurs freins ; cette difficulté a disparu aujourd'hui parce qu'on a supprimé sa cause. On renonce assez généralement aussi à assurer la permanence de la répartition des pressions entre les sabots, malgré la marche nécessairement inégale de leurs usures respectives. Mieux vaut, en effet, un frein imparfait, mais simple, d'un entretien facile, d'une action prompte, qu'un appareil théoriquement plus parfait, mais compliqué, réclamant par cela même des soins qui lui manquent trop souvent, et rendu *paresseux* par la flexion d'un grand nombre de leviers, et le *temps perdu* qu'entraînent des articulations multipliées. Quant au mode de manœuvre des freins de tenders, nous n'avons à signaler qu'un perfectionnement utile : c'est l'addition à l'arbre à vis d'une vis supérieure, dont l'écrou peut glisser sur l'embase contre laquelle s'appuie la collerette extérieure dont il est pourvu. Tant que la pression exercée sur la mani-

velle est très-faible, c'est-à-dire tant que les sabots ne *portent* pas, le moment du frottement du collet de l'écrou l'emporte sur le moment du frottement des filets, l'écrou reste fixe, et l'arbre marche, à chaque tour, de la somme des deux pas. Dès que les sabots portent, le second moment devient prédominant; l'écrou, entraîné par l'arbre, est comme non avenu, et l'appareil rentre dans les conditions ordinaires, celles d'une vitesse restreinte au profit de la puissance. La première période du mouvement des sabots est ainsi accélérée, et l'action de l'appareil d'autant plus prompte.

L'application des sabots sur les jantes des roues soulève des objections bien connues, et qui ont suggéré depuis longtemps des dispositions différentes. Théoriquement, il est indifférent d'exercer la pression sur les jantes ou sur les rails, comme l'a fait, il y a longtemps, M. Laignel. Ce mode d'action est fréquemment appliqué aujourd'hui, en Allemagne, aux locomotives, qu'il est souvent fort utile de pourvoir d'un frein énergique, mû par la vapeur, et bien préférable, sous plusieurs rapports, à l'emploi de la contre-vapeur. Cette mesure serait, jusqu'à présent, moins motivée sur les chemins français, dont le profil est bien moins accidenté; mais les préventions que rencontre en France le principe même de ce frein ne sont nullement fondées; elles font abstraction de deux faits essentiels: l'interposition d'un épais matelas de vapeur sur l'appareil qui commande les sabots, et la rapidité avec laquelle ceux-ci s'abaissent; circonstance qui permet de les maintenir, au repos, à une assez grande hauteur au-dessus des rails. Il n'en est pas de même de l'application de ce frein aux waggons; ici, la transmission est entièrement composée de tiges rigides, le mouvement des sabots beaucoup plus lent, et les griefs auxquels je fais allusion reprennent alors leur gravité.

Un mode mixte, fondé sur l'emploi de sabots pressés comme des coins entre les roues et les rails, donne en Angleterre des résultats assez satisfaisants; il a l'avantage de ménager les bandages, mais il est sujet aux mêmes objections que les freins de waggons agissant directement sur les rails.

M. Tourasse a proposé, sous le titre de: *frein excentrique instantané*, une disposition dont le principe mérite d'être étudié. Les sabots sont fixés à une sorte d'ancre, qu'un levier abat sur les jantes. Le frottement tendant à entraîner les sabots dans la rotation des roues, le serrage croît ainsi de lui-même rapi-

dement jusqu'au calage. C'est donc, jusqu'à un certain point, uu frein automoteur.

On a proposé d'appliquer aux waggons le frein des grues; la bande de friction, en tôle, s'enroule sur un galet calé sur le milieu de l'essieu. C'est à tous égards une conception malheureuse; elle n'est ni économique ni sûre, car elle soumet l'essieu à un effort de torsion considérable; ni efficace, car le diamètre du galet est nécessairement restreint, et la première condition pour développer dans un temps très-court un travail résistant considérable, est d'exercer la pression sur une surface animée, relativement au corps qui la presse, d'une vitesse considérable.

2° *Freins à contre-poids.*

Pour exercer sur les quatre ou les six roues d'un waggon la pression limite, correspondante à leur calage (c'est-à-dire une pression égale à peu près à celle qu'elles exercent sur les rails, en supposant égaux les coefficients des deux frottements), il faut développer un certain travail moteur. On a songé, depuis longtemps, à emmaganiser ce travail qui, disponible à tout instant, peut être ainsi utilisé à l'instant du besoin. Ce travail peut être accumulé par la bande d'un ressort appliqué à chaque sabot, comme l'a proposé M. Newall, ou par l'élévation d'un contre-poids. Ce dernier expédient, depuis longtemps tout à fait pratique en Bavière, a été introduit récemment en France sur le chemin de fer du Nord; le contre-poids en fonte est élevé au moyen d'une crémaillère, et déclanché au moyen d'un rochet, disposition qu'on remarquait sur le waggon exposé par la compagnie.

3° *Freins à transmission.*

Les moyens d'arrêt dont dispose un train en marche doivent être répartis sur un assez grand nombre de waggons. Cette condition est onéreuse, tant qu'un homme agit sur les freins d'un seul véhicule. On a cherché à se soustraire à cette nécessité, en rendant solidaires tous les freins du convoi, ou une partie seulement; mais l'application de cette idée rencontre des obstacles très-sérieux. Il ne suffit pas que la combinaison adoptée soit économique et d'un effet assuré, il faut aussi qu'elle ne complique pas notablement la formation et la décomposition des trains; condition secondaire, jusqu'à un certain point, sur les chemins à faible trafic, mais tout à fait capitale

sur les lignes importantes, c'est-à-dire précisément sur celles qui réclament le système le plus complet de mesures de sûreté.

Ce type de freins était représenté à l'Exposition par deux modèles, tous deux d'origine anglaise, et appartenant, l'un à M. Newall (n° 226), l'autre à M. Eassie (n° 222). Ces deux systèmes sont fondés sur l'application, à chaque waggon, d'un arbre longitudinal en fer, maintenu par des paliers à coussinets, et déterminant la progression des sabots par un mouvement de rotation autour de son axe. Les deux appareils diffèrent : 1° par la position de l'arbre, que M. Newall place sur l'impériale, et M. Eassie sous le châssis ; 2° par les détails du mode de connexion des tiges, qui doivent être parfaitement solidaires pour la torsion, et se prêter cependant à toutes les variations d'écartement et de position angulaire des waggons.

C'est là que gît la difficulté ; a-t-elle été complétement vaincue ? Le jury ne l'a pas pensé. Les deux dispositions que nous venons de rappeler ont été, en Angleterre, l'objet d'expériences suivies, et dont le résultat a paru assez favorable ; mais il y a loin de là à une sanction pratique. La question n'est pas de savoir si les combinaisons imaginées par M. Newall et par M. Eassie peuvent réaliser, dans le cours de quelques expériences, une solidarité suffisante entre les freins. Cela n'est pas douteux ; mais ce qui ne l'est pas davantage, c'est que ces dispositions coûteuses, compliquées, d'un entretien assujettissant, sont tout à fait dépourvues des caractères essentiels de la valeur pratique.

On a proposé il y a déjà longtemps d'utiliser, pour la manœuvre simultanée de tous les freins, la vapeur de la machine ; mais si cette idée paraît assez naturelle au premier abord, elle ne résiste pas à l'examen. Sans parler de la complication et de la dépense, il est clair que le but serait complétement manqué ; la condensation qui se produirait dans des conduits occupant toute la longueur du train paralyserait l'action des freins, au point de la rendre souvent tout à fait illusoire. L'emploi de l'air comprimé n'est guère moins inadmissible.

On essaye depuis quelque temps sur le chemin de fer de Lyon un frein dû à M. Cochot, et qu'il serait facile de faire rentrer dans la catégorie des freins à transmission. Des sabots en fer, accouplés, suspendus devant les roues, et reliés par des tringles longitudinales, peuvent être, à un moment donné, abandonnés à eux-mêmes au moyen d'un appareil de déclan-

chemént, et tombent alors sur les rails. Ce système remplit parfaitement la condition essentielle de la promptitude d'action; on peut même craindre qu'il ne dépasse le but, et que la chute, volontaire ou accidentelle, des sabots, quand le train est lancé à grande vitesse, n'entraîne de graves accidents. Les roues montent sur les sabots, effet d'autant plus dangereux que la saillie des boudins, limitée par la hauteur des coussinets, n'est nullement exagérée. Cette saillie était un peu plus grande au chemin de Lyon que sur les autres lignes, mais les exigences du parcours commun ont forcé à la réduire. Deux objections fort graves s'élèvent d'ailleurs contre ce système ainsi que contre beaucoup d'autres plus ou moins analogues : d'une part, l'impossibilité de graduer l'action de l'appareil qui ne peut, dès lors, être employé qu'à titre de *frein de détresse;* de l'autre, la difficulté de dégager les sabots après l'arrêt du train.

Citons, en passant, un résultat intéressant constaté au chemin de Lyon et qui atténue jusqu'à un certain point les craintes qu'on peut concevoir sur une action trop brusque de ce frein : c'est que la force retardatrice due à un véhicule dont les roues sont calées est notablement moindre quand ce calage est produit par la pression des sabots ordinaires sur les jantes, que quand il l'est par l'interposition des sabots entre les roues et les rails. Le seul élément qui diffère dans ces deux cas est l'étendue des surfaces frottantes; le coefficient du frottement diminue donc quand la surface augmente. Il est tout simple que l'indépendance cesse d'être vraie à la limite, quand la surface de contact est extrêmement petite : mais on voit qu'elle cesse d'être vraie avant ce point.

Le principe de la solidarité des freins n'a été appliqué, jusqu'à ce jour, que sur les chemins bavarois. Là, du moins, il s'agit d'une application sérieuse, consacrée par plusieurs années d'une pratique journalière. Chacun des freins est commandé par un long levier vertical, dont le grand bras s'élève au bout du waggon jusqu'à l'impériale, et dont l'extrémité porte une poulie. Une corde, passant sur les poulies verticales des leviers, et sur des poulies de renvoi horizontales fixées aux impériales, s'attache par un bout à un point fixe, et s'enroule, de l'autre côté, sur un treuil à rochet, placé à portée du garde-frein. La position qu'occupe dans le train le waggon qui porte le conducteur est indifférente, et on peut dès lors s'attacher à

le placer vers l'extrémité, ou même tout à fait en queue, comme il conviendrait toujours de le faire, et surtout sur les chemins à fortes rampes. Ce mode de connexion était, dans l'origine, combiné avec le déclanchement du contre-poids cité plus haut, comme moyen normal de serrage des freins; ce contre-poids a été conservé, mais seulement en vue des circonstances qui réclament une action très-prompte des freins. On a préféré revenir, pour le service courant, au serrage à la manivelle, qui permet de régler la pression d'après la décroissance plus ou moins rapide de la vitesse. Les gardes-freins se plaignaient d'ailleurs, non sans motif, de la fatigue que leur causait, sans utilité, le relevage très-fréquent des contre-poids. Le calage des roues de six à huit waggons moyennement chargés exige en effet l'accumulation d'un travail assez notable, et quand ce calage n'est pas nécessaire, tout le travail en excès est non-seulement inutile, mais nuisible.

L'efficacité du moyen par lequel on réalise, en Bavière, la solidarité des freins est bien établie, mais il ne faudrait pas généraliser la valeur de cette solution. Elle suppose en effet des conditions spéciales, telles que des ressorts de choc et de traction à faible course, et un trafic assez limité pour qu'on puisse ne pas se préoccuper autrement d'une complication notable dans la formation des trains. En résumé, le problème des freins à transmission est encore à résoudre pour les lignes à grande circulation.

4° *Freins automatiques.*

L'objet des freins est de détruire la force vive accumulée dans les trains. Toutes leurs variétés sont fondées sur le même principe : la production d'un travail résistant développé par le frottement de deux surfaces, l'une fixe, l'autre mobile, fortement pressées l'une contre l'autre. Pour réaliser cette pression, il faut un certain travail moteur; il est donc très-logique d'emprunter celui-ci à la force vive du train elle-même, transformée en travail. L'avantage qu'on a alors en vue est moins de se procurer gratuitement une quantité de travail peu considérable en définitive, que de pouvoir réduire le personnel, qui a pour fonction presque unique d'assurer sa production en temps utile; mais la propriété la plus précieuse des freins automatiques serait de rendre la puissance des moyens d'arrêt (c'est-à-dire, dans certains cas, la sécurité même des trains),

indépendante du degré de vigilance et d'activité du personnel, et de les mettre à la disposition immédiate de l'agent qui doit régler leur mise en œuvre, c'est-à-dire du mécanicien.

L'application d'un principe si naturel rencontre malheureusement des obstacles d'une nature très-grave, à tel point que plusieurs ingénieurs expérimentés n'ont pas hésité à la regarder comme presque chimérique. Les difficultés sont sérieuses sans doute, mais non insurmontables. Les praticiens ont parfaitement raison de rappeler l'esprit d'invention au sentiment de la réalité quand il se fourvoye, comme cela lui arrive souvent ; mais ils doivent se garder de décourager ceux qui poursuivent la réalisation d'une idée juste en elle-même, d'une portée incontestable, et à laquelle on ne peut opposer que des difficultés d'application.

L'action automatique des freins peut être mise en jeu par deux procédés bien distincts, car le travail moteur peut être emprunté, soit à la force vive de toute la masse du train, soit principalement à celle des masses animées d'un mouvement de rotation, c'est-à-dire des roues et des essieux.

1er *mode.* — L'artifice consiste alors à ralentir la tête du train, soit seulement en fermant le régulateur, et serrant le frein du tender, soit en donnant de plus, au besoin, la contre-vapeur (1). Les véhicules suivants viennent, en vertu de leur vitesse acquise, se presser les uns contre les autres; leurs tampons de choc rentrent dans leurs guides, et il suffit de les rendre solidaires avec les sabots pour que ceux-ci viennent, par cela même, s'appliquer sur les bandages. Tel est le principe; voici en substance les objections qu'on lui adresse (2). « Si les sabots ne commencent à porter que quand les tampons » sont à peu près à fond de course, l'utilité de l'appareil est au » moins fort restreinte; pour que les tampons rentrent ainsi, il » faut que la vitesse de la tête du train soit ralentie à tel point » qu'il ne reste, pour ainsi dire, rien à faire aux freins. Si, au » au contraire, on dispose les choses de façon à faire agir les » freins quand les tampons sont, par exemple, au milieu de leur

(1) Il est inutile de s'arrêter aux procédés fondés sur le ralentissement en queue. L'effet mécanique qu'on peut obtenir ainsi est beaucoup plus limité, par des motifs qu'on aperçoit facilement; c'est d'ailleurs de la tête du train que doit partir l'impulsion qui détermine l'action automatique.

(2) Voyez l'ouvrage de M. Daniel Clarke, intitulé : *Railway machinery.*

» course, on s'expose à enrayer hors de propos, sous l'influence » des simples variations accidentelles qu'éprouve la vitesse *en* » *tête.* » D'un autre côté, le train est hors d'état de reculer, le moindre mouvement rétrograde de la machine ayant pour effet immédiat de serrer les freins.

Cette dernière conséquence est tout à fait inacceptable ; il faut trouver le moyen de s'y soustraire. Quant à la première objection, on conçoit que quand il s'agit de trains formés toujours d'un petit nombre de waggons on peut arriver, par tâtonnement, à régler les éléments de la transmission de manière à éviter et le serrage trop tardif, et le serrage prématuré ou involontaire des freins, quelles que soient la position des waggons à frein dans le convoi, et, par suite, la pression exercée contre les tampons. Il est vrai que le principe ne paraît guère applicable avec avantage aux petits convois, parce que la sécurité exige, surtout sur les chemins à profil accidenté, que le waggon de queue soit pourvu, pour son compte, d'un frein capable de fonctionner indépendamment des autres. On conçoit néanmoins que tout en conservant le garde en queue comme garantie contre le mouvement *rétrograde* en cas de rupture d'attelage, l'action automatique puisse être préférée comme moyen de détruire le mouvement *direct*, par cela même qu'elle supprime un intermédiaire, dont la puissance est bornée et la vigilance suspecte. Quelle que soit, d'ailleurs, la longueur du convoi, il doit suffire de renfermer dans certaines limites, par une répartition convenable des wagons à freins, la masse qui sollicite directement chacun d'eux. Nous reviendrons du reste sur ce point, en traitant du frein de M. Guérin.

M. RIENER, ingénieur à Grätz (Autriche), a exposé un frein de ce genre, frein décrit dans les *Annales des mines*, 5e série. tome VI, 1854, note I.

Le système de M. GUÉRIN est fondé, comme celui de M. Riener, sur la liaison des sabots aux tiges des tampons. Il est comme lui complétement automatique. Mais il s'en distingue par un caractère essentiel : c'est que l'action automatique ne se produit, sous l'influence du ralentissement en tête, que quand la vitesse dépasse une certaine limite, 8 à 10 kilomètres à l'heure par exemple ; une fois la vitesse détruite, le train *détendu*, et les

sabots ramenés par la double action du ressort de choc et d'un ressort spécial *de rappel*, ceux-ci cessent, *ipso facto*, de dépendre des tampons, qui peuvent alors rentrer sans agir sur le frein ; rien ne s'oppose donc plus au mouvement de recul.

Il est facile de donner, sans le secours d'une figure, une idée exacte du mécanisme.

L'arbre du frein est commandé par les tiges des tampons, non directement, mais par l'intermédiaire du ressort de choc et de traction. Ce ressort, reculant sous l'action des tampons qui pressent ses extrémités, dès que la tête du train se ralentit, s'appuie par son milieu sur un levier calé sur l'arbre de frein, et fait tourner celui-ci. L'auteur a été conduit ainsi à utiliser, par la transmission des efforts des tampons aux sabots, l'élasticité du ressort de choc ; propriété qui n'est pas le but essentiel de la disposition adoptée, mais qui n'en est pas moins très-utile par elle-même.

Mais il faut que le mouvement rétrograde du ressort, qui met les freins en jeu, ne soit possible qu'au delà de la limite de vitesse indiquée. Voici comment cette condition est remplie : le ressort ne peut reculer sans entraîner la barre d'attelage, qui est solidaire avec lui. C'est à cette barre que M. Guérin s'adresse pour rendre le recul du ressort impossible jusqu'à la vitesse de 10 kilomètres environ et possible au delà ; la racine du crochet d'attelage porte à cet effet deux épaulements latéraux contre lesquels vient buter, au repos, un double taquet qui ne permet pas alors au crochet de rentrer dans la traverse. Si, dans cette situation, les tampons sont en pression, le ressort se redresse par les extrémités, mais son milieu reste fixe, et les sabots immobiles.

Pour opérer, dès que la vitesse atteint la limite voulue, le déclanchement du taquet, celui-ci est lié par une longue tringle à un levier oscillant suspendu au châssis du waggon, et qui s'appuie sur un anneau, fixé à un essieu par un goujon autour duquel il peut tourner. Au repos, cet anneau, rappelé par deux petits ressorts à boudin, se couche sur l'essieu. A mesure que la vitesse croît, il se redresse, sa section médiane se rapproche, sous l'influence de la force centrifuge, du plan mené par l'axe du goujon normalement à l'essieu, et coïncide avec ce plan quand la vitesse atteint la limite fixée pour le déclanchement. Le levier oscillant s'appuyant constamment sur l'anneau, qui lui présente un profil variable suivant son inclinaison, celle

du levier varie en conséquence, et on conçoit qu'il est facile de déterminer par tâtonnement les éléments de ce mécanisme de manière à produire le déclanchement du crochet d'attelage pour une inclinaison donnée de l'anneau, c'est-à-dire pour une vitesse déterminée.

Le frein de M. Guérin a fixé l'attention de la compagnie d'Orléans qui l'a jugé digne d'être soumis à une expérience prolongée. Il fonctionne régulièrement depuis plusieurs mois sur la ligne de Corbeil. Il est naturel, en pareille matière, de procéder par degrés; aussi les expériences n'ont-elles porté d'abord que sur un seul frein automatique dans chaque train.

Restreinte même à un seul waggon du train, l'application du principe automatique serait loin d'être insignifiante. Dans les expériences du chemin de Corbeil, les roues d'un wagon à bagages, lesté de 6.000 kilogrammes, et suivant immédiatement le tender, sont calées aussitôt et même plus tôt que celles du tender lui-même, de sorte que l'appareil met littéralement à la disposition du chauffeur la force retardatrice due au glissement d'un véhicule lourdement chargé, et cela sans exiger de la part de cet agent le moindre surcroît d'efforts. Quand, comme cela arrive quelquefois, le calage n'est pas atteint pour les roues du waggon à bagages, malgré la rapidité du ralentissement en tête, c'est que l'état des rails s'y oppose; et alors les roues du tender ne se calent pas non plus. On sait, en effet, que si l'humidité réduit beaucoup le coefficient du frottement du fer sur fer, elle affecte plus encore le frottement du fer sur le bois; et l'humidité des rails et des jantes ne tarde pas à se transmettre aussi aux sabots.

Un point essentiel est dès aujourd'hui parfaitement établi; c'est que la partie caractéristique de l'appareil, le débrayage à force centrifuge, fonctionne avec une régularité parfaite et constitue une solution vraiment pratique du problème du recul.

Quant à l'action automatique des freins, il faut reconnaître que les circonstances de l'expérience lui sont éminemment favorables; le frein de queue n'étant pas manœuvré, toute la force vive du train est disponible pour produire le serrage en tête. Ce ne sont pas là des conditions normales; elles le semblent d'autant moins que la présence d'un garde sur le wagon de queue est toujours nécessaire, et il paraît dès lors tout naturel d'utiliser cet agent pour tous les arrêts. Si le frein automatique en tête, et le frein à bras en queue, étaient incompatibles, si l'un

ne pouvait fonctionner sans paralyser l'autre, ce serait une objection contre le premier, le second ne pouvant être mis en question; à moins cependant que l'action automatique ne soit reconnue plus puissante et plus sûre que celle du garde-frein, car celui-ci serait alors conservé uniquement en vue de l'éventualité d'une séparation du train. D'ailleurs, quand cette incompatibilité serait réelle pour les trains formés d'un très-petit nombre de wagons, elle disparaîtrait pour les convois considérables et même pour ceux de composition moyenne. On conçoit qu'en intercalant dans ceux-ci un certain nombre de waggons pourvus de freins automatiques, la pression due à l'inertie des masses comprises entre eux suffirait pour serrer leurs sabots, malgré le serrage du frein de queue. Toutefois, la répartition des freins automatiques, qui devraient être séparés les uns des autres par quatre ou cinq waggons pour fonctionner convenablement, constituerait un assujettissement d'une certaine gravité. L'expérience prononcera, du reste, sur les détails d'application.

On peut aussi adresser à la disposition dont il s'agit un autre reproche : c'est de reporter sur le milieu de la traverse extrême du châssis les pressions développées entre les tampons, tant que la vitesse est inférieure à celle qui produit le déclanchement de la barre d'attelage. Tout le châssis participe alors aux réactions des tampons; considération qui n'est pas sans quelque gravité, car c'est précisément dans ces conditions de vitesse très-réduite que s'opèrent toutes les manœuvres de gares, soit à la machine, soit à bras; et c'est surtout pendant ces manœuvres que se développent les brusques changements de vitesse, dont les effets destructeurs seraient ainsi aggravés.

Néanmoins, tel qu'il est, le frein de M. Guérin se place au premier rang des appareils fondés sur le même principe. Il est le plus complet, le plus pratique; la persévérance avec laquelle l'auteur en étudie les détails depuis plusieurs années, les améliorations qu'il y a déjà introduites, et le concours si libéral, qu'il trouve chez une compagnie puissante et éclairée, surmonteront très-probablement les premières difficultés inséparables d'une application de cette nature (1).

---

(1) Pendant les huit mois qui se sont écoulés depuis la rédaction du rapport auquel nous empruntons cet extrait, les expériences ont été continuées sans interruption, et ont pleinement confirmé l'opinion favorable exprimée par

C'est au mouvement de rotation des roues que M. Achard emprunte le mouvement des sabots; celui-ci est alors indépendant des pressions mutuelles que développe entre les waggons le ralentissement de la tête du train, et il faut un artifice particulier pour établir et supprimer à volonté, en quelque sorte instantanément, la solidarité en vertu de laquelle les sabots marchent quand les roues tournent.

L'intensité des effets mécaniques obtenus au moyen de l'aimantation du fer par les courants, la docilité de ces merveilleux agents, suggéraient naturellement l'idée de recourir à eux; mais la combinaison imaginée par M. Achard est assez ingénieuse pour mériter une description sommaire.

Sur l'arbre à vis du frein (qui peut aussi être serré, comme à l'ordinaire, à la main) est calée une roue à rochet entre les dents de laquelle s'engage un cliquet à ressort, dont l'axe est porté par un levier horizontal, oscillant autour d'un arbre vertical A, qu'il saisit par une douille alésée. Ce levier porte également un électro-aimant, à branches horizontales. Sur l'arbre A, qui peut lui-même tourner sur son axe, sont calés deux leviers horizontaux : l'un, portant à son extrémité libre une armature d'électro-aimant; l'autre, assemblé par l'intermédiaire d'une bielle articulée, avec une barre d'excentrique, dont la poulie est calée sur un des essieux du waggon. Dès que les roues tournent, l'arbre A oscille, et, avec lui, le levier qui porte l'armature; les choses sont d'ailleurs disposées de telle sorte que celle-ci vient, à chaque oscillation, presque au contact des pôles de l'électro-aimant.

Cette oscillation est le seul effet produit, tant qu'il n'y a pas de courant; mais dès qu'un courant passe, l'attraction qui se développe entre l'aimant et l'armature, à l'instant où ils se touchent presque, force la seconde à suivre le premier dans sa course rétrograde. Dès lors, dans la course directe suivante, l'aimant, pressé par l'armature, revient avec elle sur ses pas, en forçant la roue à tourner, sous l'action du cliquet, d'un arc

---

le jury de l'Exposition. Le frein Guérin va être appliqué, au chemin d'Orléans, sur la grande ligne, et au chemin de l'Ouest. Une commission, composée de MM. Combes, le général Piobert et Couche, est chargée par M. le ministre des travaux publics de suivre cette application, et de constater ses résultats. Les *Annales* rendront compte des progrès d'une question qui intéresse à un haut degré la sécurité de la circulation sur les chemins de fer.

(*Note de la Rédaction.*)

égal à celui que ce cliquet a parcouru en glissant librement, dans la course précédente, sur les dents de la roue. L'arbre à vis du frein décrit ainsi, à chaque tour de l'essieu, un angle qui dépend des éléments du mécanisme : excentricité de la poulie, longueurs des leviers, diamètre de la roue à rochet.

Ce système participe à la fois des freins automatiques, par l'origine du travail qui produit le serrage des sabots, et des freins à transmission de mouvement, par l'unité et la non-spontanéité de l'action ; conditions qui seraient assurément très-avantageuses, si on parvenait à les réaliser d'une manière vraiment pratique.

La disposition imaginée par M. Achard soulève, à cet égard, plus d'une objection. Le mécanisme, soumis à de véritables chocs, est délicat et compliqué ; l'établissement et l'entretien seront sans doute dispendieux, les avaries fréquentes. Le système suppose résolu un problème qui ne l'est pas encore en pratique d'une manière satisfaisante, c'est-à-dire l'établissement d'un courant voltaïque, comprenant tout le train, exempt de chances sérieuses d'interruption, et ne compliquant ni la formation ni la décomposition du train. On étudie, du reste, au chemin de Lyon, les détails d'application de ce principe, qui sera soumis à des expériences suivies. C.

(*Extrait des rapports de la Ve classe du jury de l'Exposition universelle de* 1855.)

TABLE DES MATIÈRES

DU TOME HUITIÈME.

MINÉRALOGIE. — GÉOLOGIE.

CHIMIE.

MÉTALLURGIE. — MINÉRALURGIE.

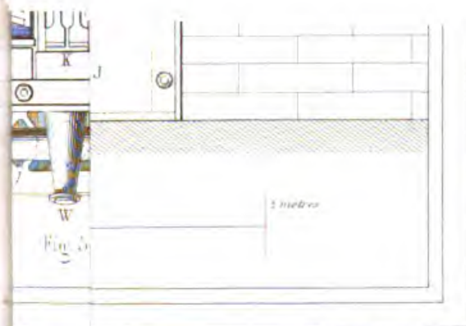
MÉCANIQUE. — EXPLOITATION.

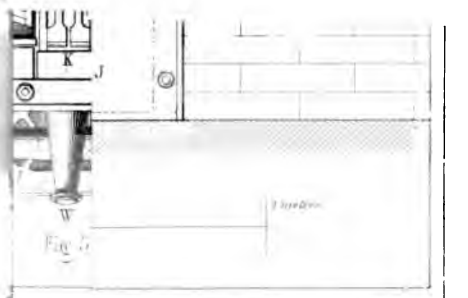
EXPLICATION DES PLANCHES

DU TOME HUITIÈME.

FIN DU TOME HUITIÈME.

Paris. — Imprimé par E. Thunot et Cᵉ, rue Racine, 26.


K
J
W
Fig. 3
1 mètres
Ad. Leblanc del. et sc.

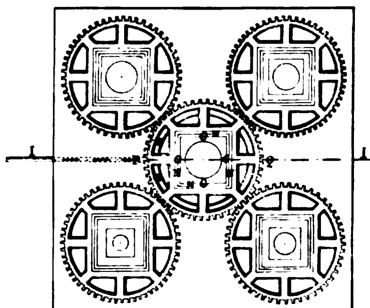


Ad. Leblanc del. et sc.



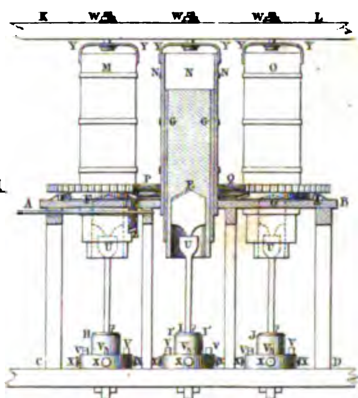
... en pierre.

Fig 2. Plan.



4 mètres.

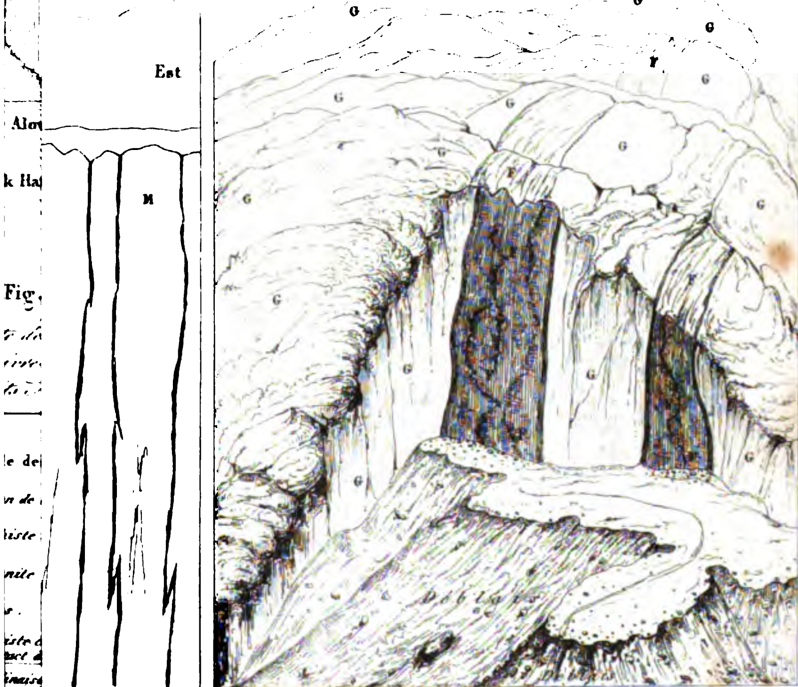
Fig. 1. Élévation et Coupe verticale suivant II (de la Fig. 2)



Bonne Espérance.

... dans le micaschiste M. Filons de cuivre parallèles FF enclavés dans le granite G et exploitation Concordia.

Fig. 11.

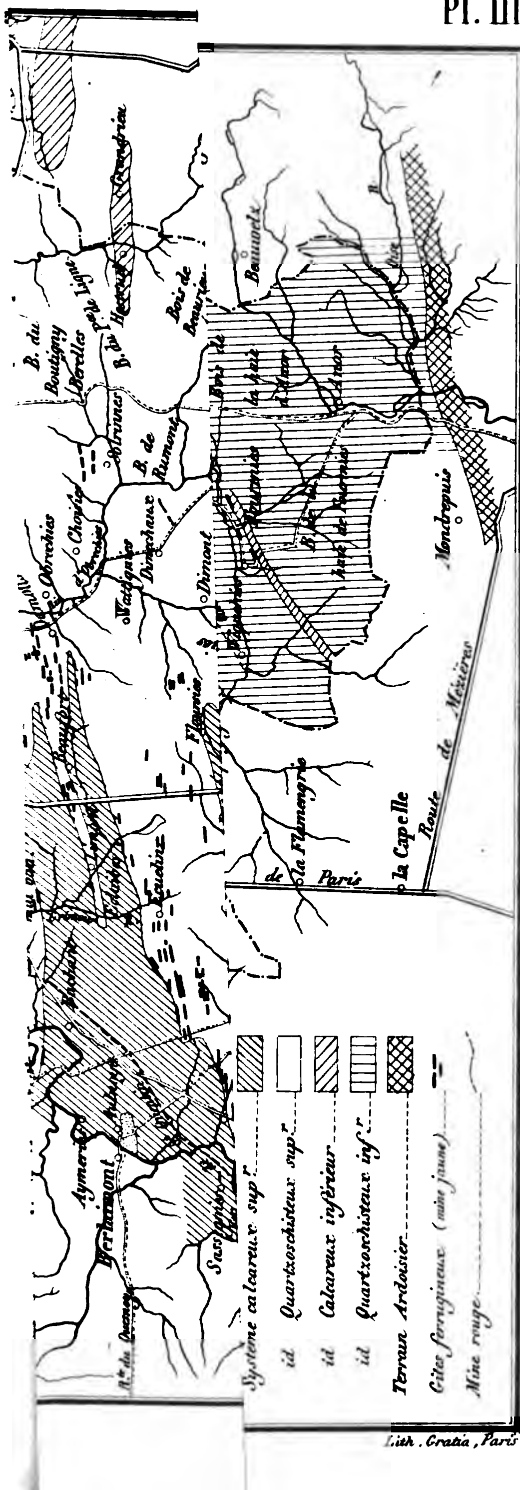


Échelle des Fig. 12 et 13 de 0,m015 pour mètre.

2 4 6 mètres.

Lemaitre sc.

Pl. III.



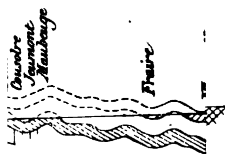
Lith. Gratia, Paris



...nsversale du terrain

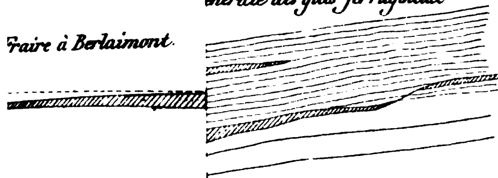
Légende de la fig. 3.

- Terrain houiller
- Calcaire supr.
- Psammites du Condros
- Calcaire infr.
- Système de Burnot
- Terrain ardoisier



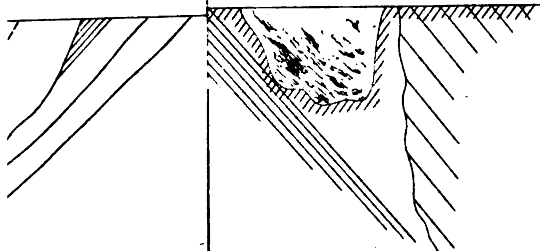
...énérale des gîtes ferrugineux

...Fraire à Berlaimont.



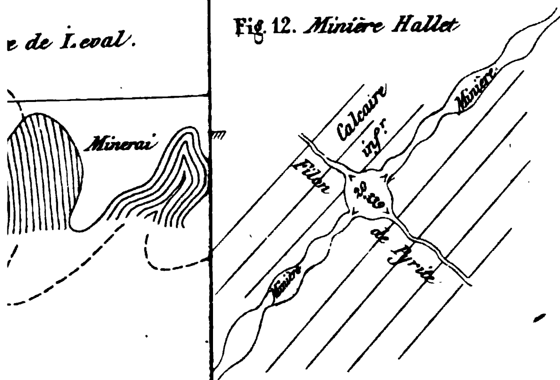
...5. Autre coupe.

8. Minière du Baldaquin.



...e de Leval.

Fig. 12. Minière Hallet



Lith. Gratia, Paris.

ÉOL

Pl. V.

Tafondrou.

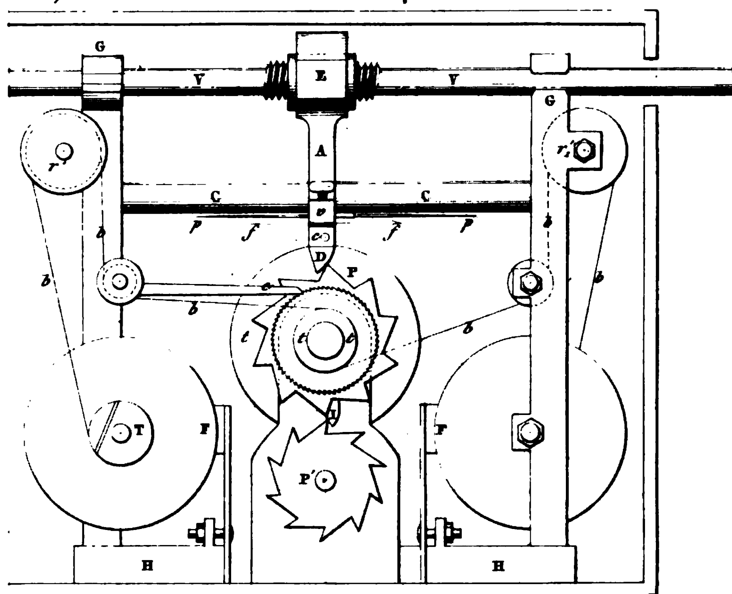
SSI - COMBA.

LI.

10,001

...th P. Dupont r. de Grenelle St H. 45 - Paris

...teur pour les machines d'extraction.



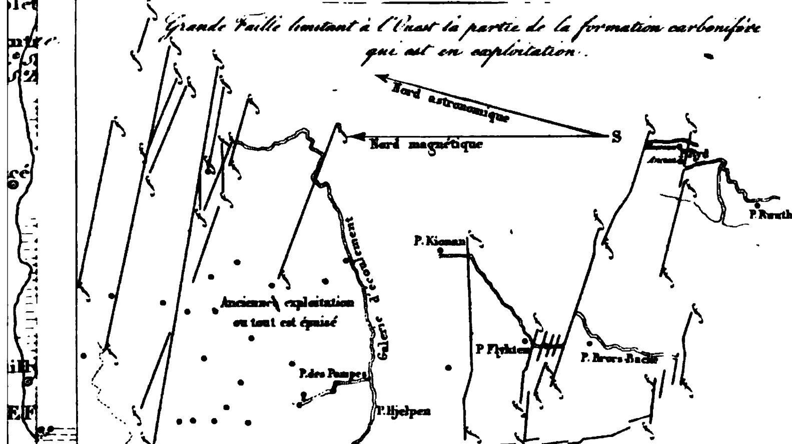
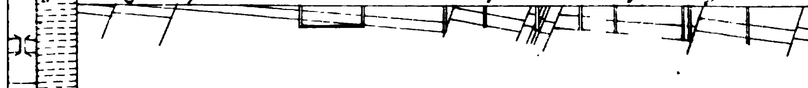
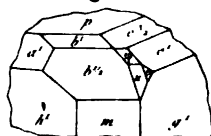


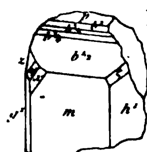
Fig. 6. Coupe verticale du Nord au Sud de la formation carbonifère de Höganäs

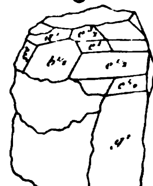


Lemaitre sc.

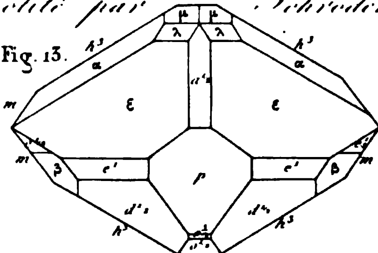
…nrödglaser par Schröder.

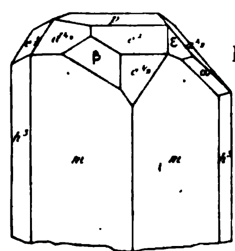

Fig. 9.

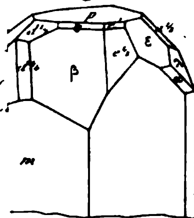

Fig. 10.

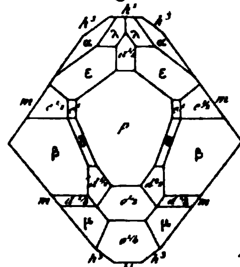

Fig. 11.

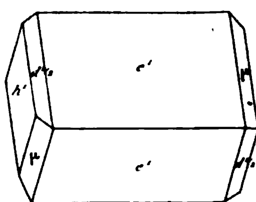
…atholite par Schröder


Fig. 13.

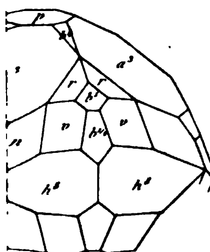

Fig. 14.

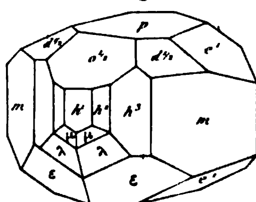

Fig. 16.


Fig. 17.


Fig. 18.

…Wissenberg




Fig. 19.

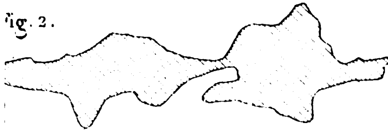
Lemaître s



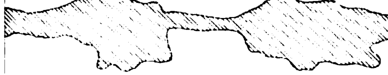
Coupes horizontales du Gîte d'Agordo.

Coupe par l'étage St Antoine

Fig. 2.

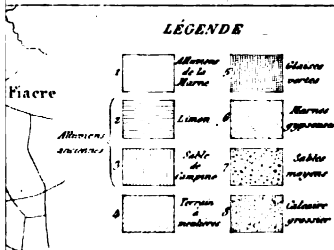


Coupe par l'étage St François.



Coupe par l'étage Uccellatore





Demi haut-fourneau.

Coupe verticale suiv^t TU.

Fig. 3.

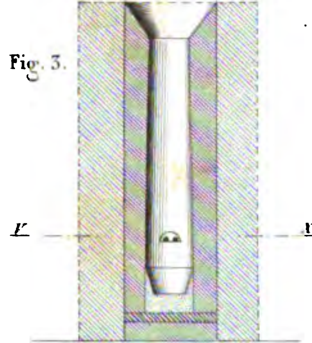
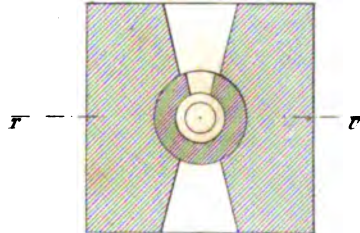
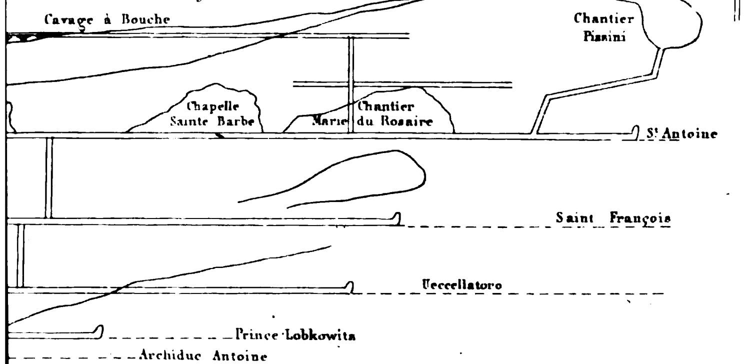


Fig. 4.

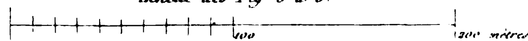
Coupe horizontale suiv^t VX.



a mine d'Agordo.



Echelle des Fig 5 à 6.



Lemaître sc.

Marteau-pilon de M. Cavé

Fig. 12.

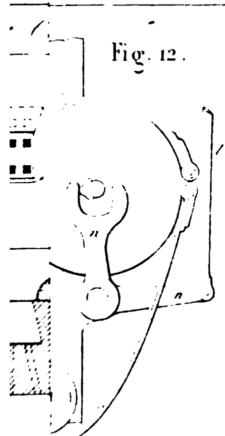
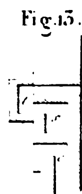
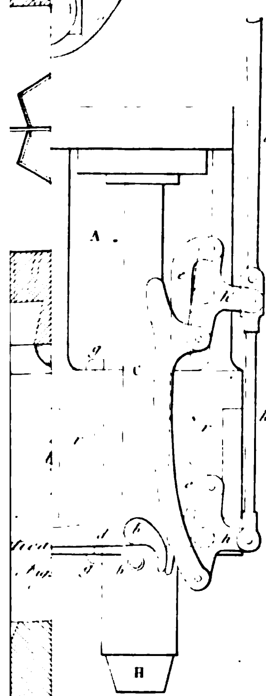


Fig. 13.





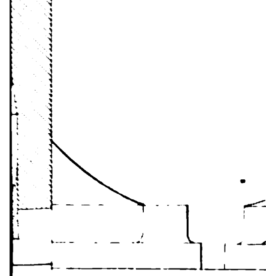


Fig. 9.

Echelle de 0m,05 pour mètre

Lemaître sc.